

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



**INTEGRACIÓN DE MINERALOGÍA Y GEOQUÍMICA PARA EVALUAR LA
TOMA DE DECISIONES SOBRE EL MANEJO DE UN RESIDUO MINERO
EN CERRO DE PASCO, PERÚ**

Tesis para obtener el título profesional de Ingeniero Geólogo

AUTOR:

Alexis Castillo Ochoa

ASESOR:

Dr. Bernhard Stefan Dold

Co-ASESORA:

Dra. Blanca Silvia Rosas Lizárraga


Lima, julio, 2025

Informe de Similitud

Yo, **Bernhard Stefan Dold**, docente de la **Facultad de la Facultad de Ciencias e Ingeniería** de la Pontificia Universidad Católica del Perú, asesor de la tesis titulada: **Integración De Mineralogía y Geoquímica para Evaluar la Toma de Decisiones sobre el Manejo de un Residuo Minero en Cerro de Pasco, Perú**, del autor Alexis Castillo Ochoa, dejo constancia de lo siguiente:

- El mencionado documento tiene un índice de puntuación de similitud de 13%. Así lo consigna el reporte de similitud emitido por el software Turnitin el día de hoy 11/6/2025.
- He revisado con detalle dicho reporte y la Tesis o Trabajo de Suficiencia Profesional, y no se advierte indicios de plagio.
- Las citas a otros autores y sus respectivas referencias cumplen con las pautas académicas.

Lima, junio, 2025

Apellidos y nombres del asesor: Bernhard Stefan Dold	
Pasaporte: C9F0CYFGW	Firma
ORCID: /0000-0002-9576-4198	

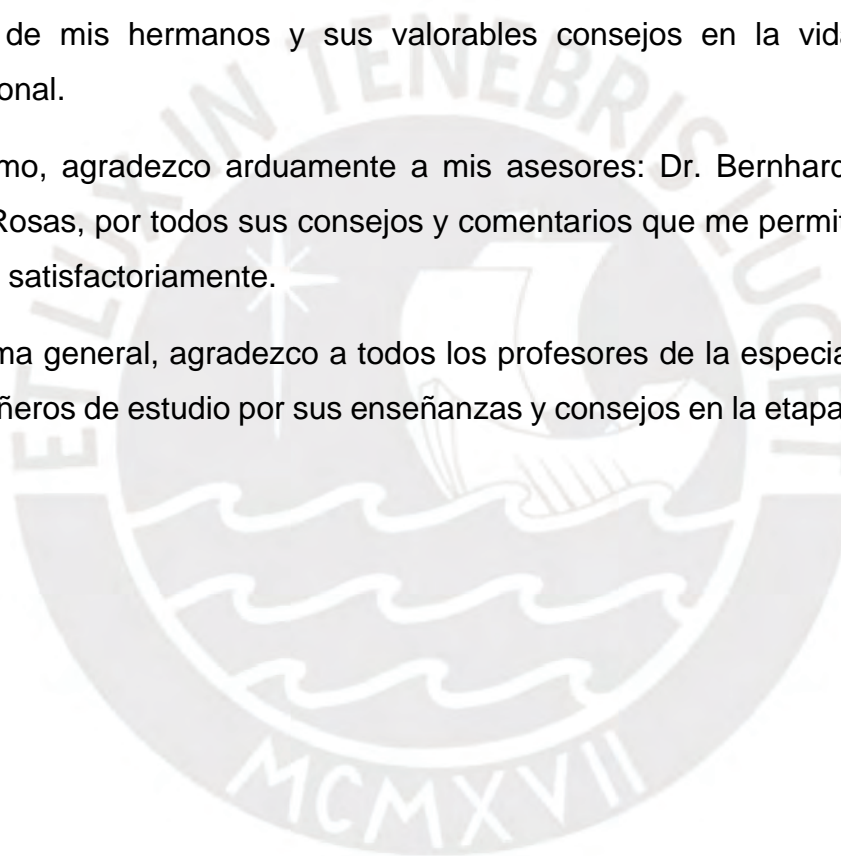
AGRADECIMIENTOS

Ante todo, doy gracias a mi mejor amigo, Jesucristo el Dios Todopoderoso, por este aporte en la vida profesional. Siempre me ha sustentado con el poder de su diestra y su fortaleza. Él me ha provisto de una asombrosa familia que me brindó su apoyo incondicional.

Un agradecimiento especial a mis padres: Walter Castillo Gómez y Amelia Ochoa Huillcas, por el apoyo sustancial en toda mi trayectoria. También, reconozco el apoyo de mis hermanos y sus valorables consejos en la vida personal y profesional.

Asimismo, agradezco arduamente a mis asesores: Dr. Bernhard Dold y Dra. Silvia Rosas, por todos sus consejos y comentarios que me permitieron realizar la tesis satisfactoriamente.

De forma general, agradezco a todos los profesores de la especialidad y a mis compañeros de estudio por sus enseñanzas y consejos en la etapa universitaria.



RESUMEN

La unidad minera Cerro de Pasco tiene una larga historia que data de tiempos preincas. Esta unidad contiene una relavera antigua llamada Quiulacocha, que se habría construido a inicios del siglo XX, siendo operada por Cerro de Pasco Corporation hasta el año 1974 y, posteriormente, por Centromin Perú, hasta que se convirtió en un pasivo ambiental minero (PAM) a finales del siglo XX. Este residuo minero representa un gran potencial generador de acidez por su mineralogía (>50 % en peso de pirita) y las condiciones hidrológicas en el que se encuentra. El impacto ambiental que genera a las comunidades aledañas es motivo de conflicto constante.

Este PAM incluye dos zonas composicionales principales: relaves dominados por menas de Zn y Pb (58 Mt), y relaves dominados por menas de Cu (16 Mt). El problema fundamental para resolver el tratamiento óptimo de la relavera es la conexión hidrológica que existe entre tres residuos mineros vecinos: Botadero Excelsior, Relavera Quiulacocha y Relavera Ocroyoc. En este contexto, el objetivo de esta tesis es integrar datos mineralógicos y geoquímicos para evaluar el tratamiento óptimo de la relavera. La metodología desarrollada comprende cinco pasos principales: recopilación e integración de datos disponibles, validación de datos, levantamiento de cuatro (04) perfiles de granulometría, aplicación de cálculos de mineralogía normativa y reporte de resultados. Se plantea una secuencia de eventos que habrían dado lugar al estado actual de la relavera Quiulacocha. Se estima que este residuo minero representa un valor aproximado de 3,693 M\$ con un error del 20 %, sin considerar el aporte de Ag y Au. No obstante, es fundamental considerar las diferencias mineralógicas y geoquímicas significativas del sistema de relaves a fin de garantizar un diseño metalúrgico adecuado, en caso de que se proceda a su reprocesamiento o remediación definitiva.

Palabras clave: Cerro de Pasco, relavera Quiulacocha, pasivo ambiental minero, reprocesamiento, remediación

ABSTRACT

The Cerro de Pasco mining unit has a long history dating back to pre-Inca times. This unit contains an old tailing called Quiulacocha, which was built in the early 20th century, being operated by Cerro de Pasco Corporation until 1974 and, later, by Centromin Peru, until it became a mining environmental liability (PAM, in Spanish) by the end of the 20th century. This mining waste represents a great potential for generating acidity due to its mineralogy (>50 wt.% pyrite) and the hydrological conditions in which it is found. The environmental impact it generates on the surrounding communities is a constant source of conflict.

This PAM includes two main compositional zones: tailings dominated by Zn and Pb ore (58 Mt); and tailings dominated by Cu ore (16 Mt). The fundamental problem to be solved for the optimal treatment of this tailing is the hydrological connection that exists between three neighboring mining wastes: Excelsior waste-rock dump, Quiulacocha tailings, and Ocroyoc tailings. In this context, the objective of this thesis is to integrate mineralogical and geochemical data to evaluate the optimal treatment of the tailing. The developed methodology comprises five main steps: collection and integration of available data, data validation, survey of four granulometry profiles, application of geochemical calculations, and reporting of results. A sequence of events giving rise to the current condition of the Quiulacocha tailings is proposed. It is estimated that this mining residue has an approximate value of \$3,693 million, with a 20% margin of error, without considering the contribution of Ag and Au. Nevertheless, it is essential to consider the significant mineralogical and geochemical differences within the tailings system in order to ensure an appropriate metallurgical design, should reprocessing or definitive remediation be undertaken.

Keywords: Cerro de Pasco, Quiulacocha tailings, mining environmental liabilities, reprocessing, remediation

ÍNDICE DE CONTENIDO

1.	INTRODUCCIÓN	1
1.1.	Contexto General	1
1.2.	Antecedentes.....	7
1.3.	Problemática.....	15
1.4.	Objetivos.....	16
1.4.1.	Objetivo General	16
1.4.2.	Objetivos Específicos.....	16
1.5.	Hipótesis.....	17
1.5.1.	Hipótesis General.....	17
1.5.2.	Hipótesis Específicas	17
1.6.	Justificación	17
2.	CONTEXTO GEOLÓGICO.....	19
2.1.	Geomorfología y Geología Regional.....	19
2.1.1.	Régimen Extensivo: Grupos Excélsior, Mitu y Pucará	21
2.1.2.	Régimen Compresivo: Grupo Goyllarisquizga y Formación Pocobamba	21
2.1.3.	Régimen Mixto: Complejos de Diatrema	22
2.2.	Geología del Yacimiento	26
2.2.1.	Petrología de las Rocas Magmáticas	27
2.2.2.	Tipos de Alteraciones.....	29
2.2.3.	Geometría de la Mineralización	31
2.2.4.	Geología Estructural	33

3.	METODOLOGÍA	35
3.1.	Trabajo de Gabinete.....	35
3.2.	Muestreo.....	37
3.3.	Técnicas Analíticas.....	38
3.3.1.	Caracterización Mineralógica.....	38
3.3.2.	Caracterización Geoquímica.....	42
4.	RESULTADOS	43
4.1.	Validación de Datos.....	43
4.2.	Perfiles de Profundidad Vs. pH	58
4.3.	Mineralogía Normativa	61
4.4.	Fuentes Minerales (Extracción Secuencial).....	62
4.5.	Composición Mineralógica y Geoquímica.....	63
4.5.1.	Relaves Ricos en Zn y Pb.....	63
4.5.2.	Relaves Ricos en Cu y As.....	63
5.	DISCUSIONES	68
5.1.	Correlación de Granulometría y Mineralogía	68
5.2.	Integración Mineralógica y Geoquímica.....	70
5.2.1.	Zona de oxidación.....	70
5.2.2.	Zona de neutralización.....	70
5.2.3.	Zona Primaria.....	71
5.3.	Reconstrucción de Eventos.....	73
5.4.	Potencial Económico de los Relaves	75
5.4.1.	Relaves Ricos en Zn y Pb.....	75

5.4.2.	Relaves Ricos en Cu y As.....	76
6.	CONCLUSIONES	78
7.	RECOMENDACIONES.....	80
8.	BIBLIOGRAFÍA	81
	ANEXOS	90

LISTA DE FIGURAS

Fig. 1.1:	Mapa de ubicación del área de estudio.....	2
Fig. 1.2:	Acceso al distrito minero Cerro de Pasco desde Lima.....	3
Fig. 1.3:	Fotografía de la Mina de Cerro de Pasco (aproximadamente en 1905) donde se observa que la mena era transportada por asnos (Baumgartner, 2007).	4
Fig. 1.4:	Ubicación de las concesiones mineras El Metalurgista y la Parcela “K” (Boily y Rousseau, 2018).....	6
Fig. 1.5:	Fotografías del “Berkeley Pit Lake” en Butte, Montana, en el año 2006 (D), 2009 (A y C) y 2017 (B) que muestran el flujo de los “lodos” y Cu derivado de la planta de precipitación (Gammons y Icopini, 2019).	9
Fig. 1.6:	Vista panorámica de los relaves La Ciénaga, La Libertad, Perú (UMTEC, 2019).	10
Fig. 1.7:	Vista panorámica de la relavera Quiulacocha, Cerro de Pasco, Pasco, Perú (Cerro de Pasco Resources, 2021).....	11
Fig. 1.8:	Pluma de lixiviación de Fe-Zn-Pb entre el Botadero Excélsior y la relavera Quiulacocha (modificado de Dold et al., 2009).....	11
Fig. 1.9:	Zona cementada también reconocida como <i>hardpan</i> en el Embalse de Relaves Quiulacocha (objeto de estudio) (modificado de Wade, 2005).	12
Fig. 2.1:	Principales unidades morfoestructurales del Perú (Benavente et al., 2021).	20

Fig. 2.2: Eventos tectónicos de la Falla Cerro de Pasco (modificado de Rodríguez et al., 2011).	23
Fig. 2.3: Mapa de la geología regional de la zona de estudio entre los yacimientos de Cerro de Pasco y Colquijirca (modificado de Bendezú et al., 2003).	24
Fig. 2.4: Sección geológica A–B de Cerro de Pasco a Colquijirca (traducción propia de Baumgartner et al., 2009).	25
Fig. 2.5: Distribución espacio temporal de los sistemas magmático-hidrotermales de Cerro de Pasco (traducción de Baumgartner et al., 2009).	28
Fig. 2.6: Mapa de alteraciones del distrito minero Cerro de Pasco (modificado de Rottier et al., 2018).	30
Fig. 2.7: Zonación de mineralización y alteración (modificado de Baumgartner et al., 2008).	31
Fig. 2.8: Mapa geológico del yacimiento Cerro de Pasco, mostrando las unidades geológicas, las estructuras y los diferentes estadios de mineralización (Baumgartner et al., 2008).	32
Fig. 2.9: Estructuras geológicas en un modelo tridimensional (Baumgartner et al., 2008).	34
Fig. 3.1: Metodología de trabajo.	35
Fig. 3.2: Datos de mineralogía y geoquímica disponibles por autores.	36
Fig. 3.3: Ubicación de las muestras tomadas de la Relavera Quiulacocha. Los puntos en azul corresponden al estudio de Wade (2005); los de color majenta, al de Dold et al. (2009); los de color naranja, al de Vallance (2019) y el punto de color verde corresponde al de Petrolab (2019).	37
Fig. 3.4: Resultados de mineralogía obtenidos por QEMSCAN en modo PMA (traducción propia de Vallance, 2019).	40
Fig. 3.5: Distribución del Fe (%) en los minerales que lo hospendan, obtenido mediante QEMSCAN en modo PMA (traducción de Vallance, 2019).	40
Fig. 3.6: Pasos de la extracción secuencial (Dold et al., 2003).	43
Fig. 4.1: Correlación de Fe y S de las 37 muestras analizadas por FRX.	47

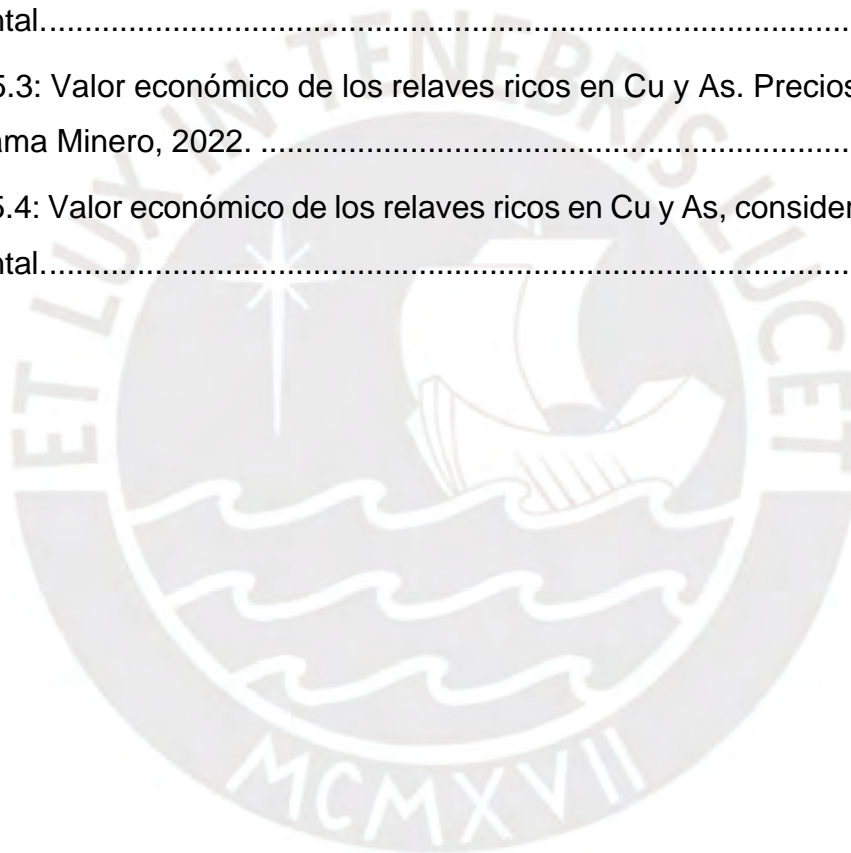
Fig. 4.2: a, b, c y d: Correlación de Fe, S, Zn y Pb entre FRX y extracción secuencial, respectivamente.....	50
Fig. 4.3: a y b: Correlación de Cu y As entre FRX y extracción secuencial; c y d: Correlación entre Fe y S en las dos (02) pruebas.....	51
Fig. 4.4: Correlación entre Fe y S de extracción secuencial para las 16 muestras.	52
Fig. 4.5: Condición previa a los ajustes y después de los ajustes. El cuadro violeta representa la zona de confianza. a: Condición previa a los ajustes. b: Condición después del ajuste A1. c: Condición después del ajuste A2. d: Condición después del ajuste A3.	55
Fig. 4.6: Relación de profundidad y pH de las 41 muestras subsuperficiales...	59
Fig. 4.7: Relación entre profundidad y pH de las 65 muestras distribuidas en los 4 puntos de sondaje.....	60
Fig. 5.1: Sección CPQ/A – CPQ/D (Vallance, 2019).....	69
Fig. 5.2: Correlación de mineralogía y geoquímica a lo largo de la sección CPQ/A – CPQ/D.....	73
Fig. 5.3: Modelo de reconstrucción de eventos. El orden de los números indica el orden de los eventos en la relavera Quiulacocho.....	74

LISTA DE TABLAS

Tabla 2.1: Descripción de las rocas magmáticas de Cerro de Pasco (Baumgartner, 2007).....	28
Tabla 3.1: Número de muestras y datos disponibles previos.....	38
Tabla 3.2: Composición mineralógica de una muestra analizada por mineralogía automatizada (PETROLAB, 2019).....	39
Tabla 3.3: Mineralogía modal obtenida en modo PMA (Vallance, 2019).....	41
Tabla 3.4: Concentración de elementos deducidos a partir de los resultados de QEMSCAN (Vallance, 2019).....	42

Tabla 4.1: Composición elemental (FRX) de las muestras de los sondeos CPQ/A y CPQ/C obtenida por Wade (2005).	44
Tabla 4.2: Composición elemental (FRX) de las muestras de los sondeos CPQ/B y CPQ/D obtenida por Wade (2005).	45
Tabla 4.3: Composición elemental de las 37 muestras (sondeos CPQ/A, CPQ/B, CPQ/C y CPQ/D) analizadas por FRX por Wade (2005).	46
Tabla 4.4: Error promedio de los análisis químicos elementales obtenidos por FRX antes de los ajustes.	48
Tabla 4.5: Composición elemental de las muestras por extracción secuencial (basado en los datos de Dold et al., 2009).	49
Tabla 4.6: Composición elemental de las muestras – FRX (basado en los datos de Wade, 2005).	49
Tabla 4.7: Ajustes aplicados para realizar la validación de los datos.	56
Tabla 4.8: Composición química elemental (FRX) de las 37 muestras después de aplicar los 3 tipos de ajuste.....	57
Tabla 4.9: Error promedio de los análisis químicos elementales obtenidos por FRX después de los ajustes.	58
Tabla 4.10: Pesos molares de los minerales.....	61
Tabla 4.11: Conversión de composición elemental a composición mineral. Caso 1, cuando hay exceso de S sobre el Fe.	61
Tabla 4.12: Conversión de composición elemental a composición mineral. Caso 2, cuando hay exceso de Fe sobre el S.	61
Tabla 4.13: Conversión de composición elemental a composición mineral. Caso 3, cuando hay exceso de Cu sobre el As.	62
Tabla 4.14: Composición mineralógica* de las muestras asociadas al sondeo CPQ/A.	64
Tabla 4.15: Composición mineralógica* de las muestras asociadas al sondeo CPQ/B.	65

Tabla 4.16: Composición mineralógica* de las muestras asociadas al sondaje CPQ/C.....	66
Tabla 4.17: Composición mineralógica* de las muestras asociadas al sondaje CPQ/D.....	67
Tabla 5.1: Valor económico de los relaves ricos en Zn y Pb. Precios basados en Panorama Minero, 2022.	76
Tabla 5.2: Valor económico de los relaves ricos en Zn y Pb, considerando el error elemental.....	76
Tabla 5.3: Valor económico de los relaves ricos en Cu y As. Precios basados en Panorama Minero, 2022.	77
Tabla 5.4: Valor económico de los relaves ricos en Cu y As, considerando el error elemental.....	77



1. INTRODUCCIÓN

1.1. Contexto General

¿Cómo “cicatrizan” las brechas producidas entre el Estado, las entidades mineras del pasado y los pobladores afectados por los residuos mineros abandonados o inactivos que generan impactos ambientales significativos? En la historia de la humanidad, la minería ha representado un gran activo para el desarrollo humano (Smith, 2010). Esta actividad se extendió a todos los continentes del planeta, impulsando el avance tecnológico, industrial y económico.

En el Perú, la minería está presente principalmente en las zonas más altas de los Andes. La unidad minera Cerro de Pasco, ubicada aproximadamente a 4,300 msnm, en el centro del Perú, representa una de las historias mineras más antiguas del Perú, habiéndose explotado minerales económicos desde tiempos preincas (Sifuentes, 2017). Por un lado, Pasco es considerado como “la capital minera del Perú” por su larga historia minera, habiendo sido reconocido por algunos como el “Nuevo Potosí”, debido a la abundancia de Ag (Sifuentes, 2022). Por otro lado, también es considerado como “la capital minera de la muerte” por el número de personas fallecidas que operaron en la mina, así como la situación de contaminación crítica actual (Gragera, 2024).

La unidad minera Cerro de Pasco forma parte de la subcuenca San Juan, al extremo NO de la cuenca del Río Mantaro, teniendo influencia en 3 distritos: Simón Bolívar, Chaupimarca y Yanacancha (Fig. 1.1).

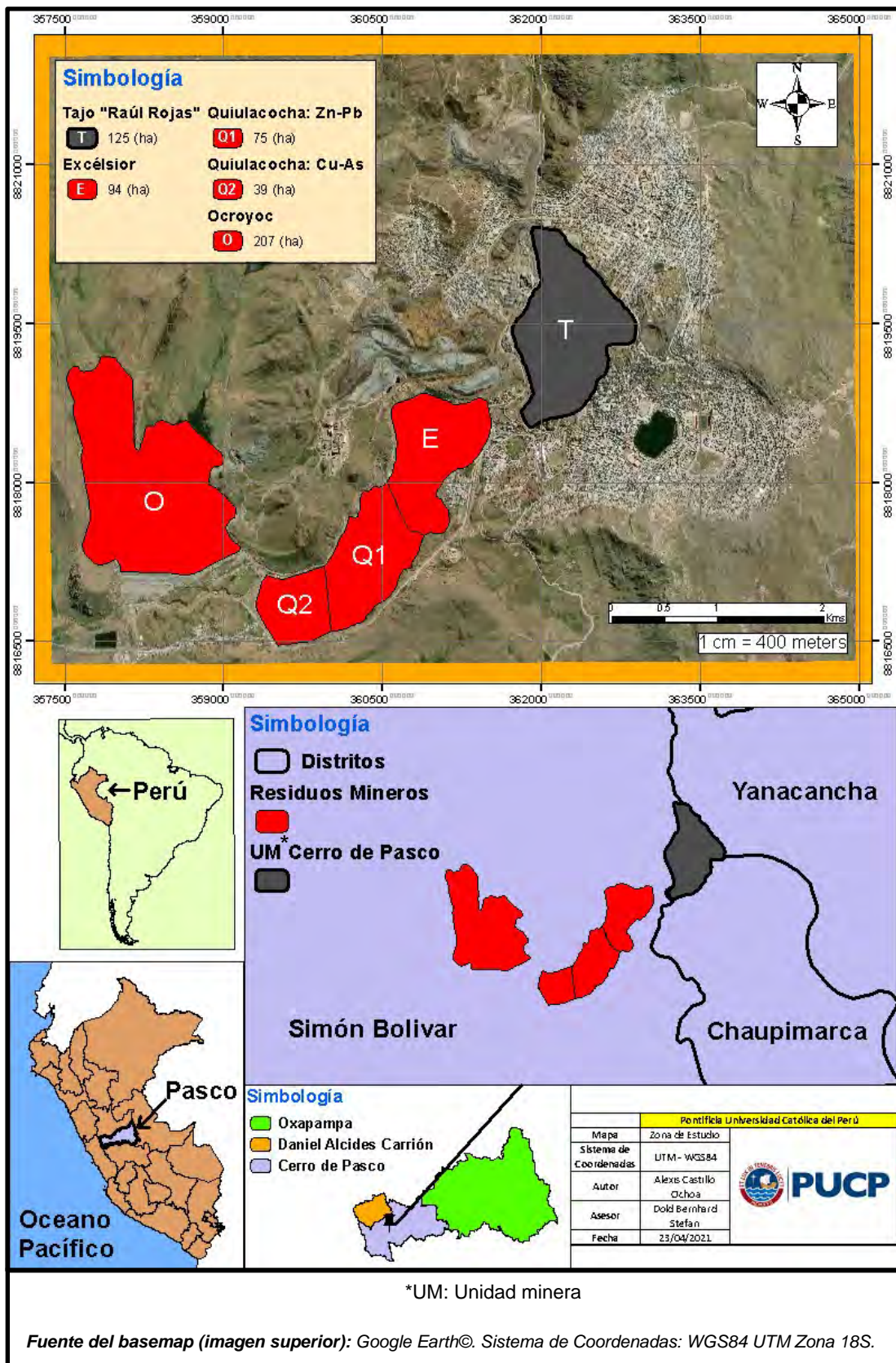


Fig. 1.1: Mapa de ubicación del área de estudio.

En cuanto al acceso a la unidad minera Cerro de Pasco, partiendo de Lima vía terrestre, se recorrerían aproximadamente 310 km en 5 horas y media (Fig. 1.2).



Fig. 1.2: Acceso al distrito minero Cerro de Pasco desde Lima.

La historia minera de Cerro de Pasco está marcada por tres (03) fases políticas principales: la fase Cerro de Pasco Corporation (CPC), desde inicios del siglo XX hasta 1974; la fase Centromin Perú (CP), desde 1974 a 1999, siendo CP producto de la nacionalización de la unidad minera durante el gobierno militar de Juan Velasco Alvarado; y la fase Volcan Compañía Minera (1999 – 2025), a consecuencia de la privatización de la unidad durante el gobierno de Alberto Fujimori (Baumgartner et al., 2008; Contreras y Cueto, 2013; Sifuentes, 2017; Ramírez, 2019).

La CPC fue fundada a inicios del siglo XX por inversiones estadounidenses (Fig. 1.3), representando un gran motor de actividad laboral en Perú, al contratar alrededor de 17,000 trabajadores (Contreras y Cueto, 2013; Sifuentes, 2017). Por varias décadas, esta entidad fue considerada la principal empresa privada del país junto a Marcona Mining Company. En sus inicios, la minera explotaba Cu y Ag, produciendo 32,981 toneladas de cobre en 1920. Esto implicó la

formación de la relavera Quiulacocha, que en aquel entonces estaba enriquecida en Cu y As en la zona suroeste (Contreras y Cueto, 2013; Dold et al., 2009).



Fig. 1.3: Fotografía de la Mina de Cerro de Pasco (aproximadamente en 1905) donde se observa que la mena era transportada por asnos (Baumgartner, 2007).

En el año 1952, la CPC empezó a explotar Pb-Zn y Ag, permitiendo el inicio de la formación de la relavera enriquecida en Zn en la zona noreste del embalse (Cerro de Pasco Resources, 2021). Ramírez (2019) reportó que residentes de Pasco recuerdan una acumulación significativa de residuos mineros en Quiulacocha y Excélsior durante la década de los 70.

Este período de tiempo está asociado a un crecimiento poblacional significativo a nivel departamental, llegando a un aumento de 138,369 a 212,145 habitantes entre 1961 y 1981 (INEI, 2018). Durante la década de los años 80 (Fase CP),

surgieron las primeras protestas ambientales en Quiulacocha, básicamente por dos causas: el aumento significativo de material en la relavera Quiulacocha y la voluntad por parte de CP de reubicar a los pobladores (Ramírez, 2019).

En 1994, las protestas experimentaron un mayor impulso, debido a un derrame de aguas ácidas en la laguna de Cuchis, ubicada al norte de la actual relavera en operación Ocroyoc. La realidad es que no hubo una gestión adecuada de los residuos mineros, y la empresa minera ofrecía exclusivamente y con frecuencia, compensaciones económicas para finalizar las protestas. A finales de la década de los años 90, se iniciaron las primeras coordinaciones con el Estado para tratar los problemas de contaminación en el distrito de Simón Bolívar.

En la tercera Fase, Volcan S.A. adquiere la unidad minera Cerro de Pasco por US \$62 millones en el año 1999 (Carhuaricra y Velásquez, 2005), excluyendo a Quiulacocha y Excélsior de la compra. La gestión de estos residuos mineros quedó bajo responsabilidad del Estado, derivado a CENTROMIN.

A inicios del siglo XXI, los habitantes de Quiulacocha promovieron protestas y “paros”, tratando de impedir el pase de camiones, debido al polvo que generaban. Esto dio lugar a las primeras solicitudes dirigidas al Ministerio de Energía y Minas (MINEM) buscando el cierre de los residuos mineros. Estas solicitudes, sin embargo, no tuvieron éxito, pues CENTROMIN manifestó imposibilidad de cierre de la actividad, debido a que su concesión (Parcela “K”) se encontraba en superposición con la de un tercero, conocido como El Metalurgista, en un área de 74 hectáreas en el distrito de Simón Bolívar (Boily y Rousseau, 2018; Ramírez, 2019) (Fig. 1.4).

Esta situación favoreció ciertos planes de negociación para el reaprovechamiento de los residuos mineros. A partir del año 2005, se conocieron los primeros estudios de la comunidad Quiulacocha donde se demostró que el 89 % de 236 niños entre 1 y 10 años tenían niveles altos de plomo en la sangre, por encima del valor estándar aceptado (10 $\mu\text{g}/\text{dL}$) (Labor, 2006). Algunos

pobladores sospechaban que este problema estaba asociado a los residuos mineros (Ramírez, 2019).

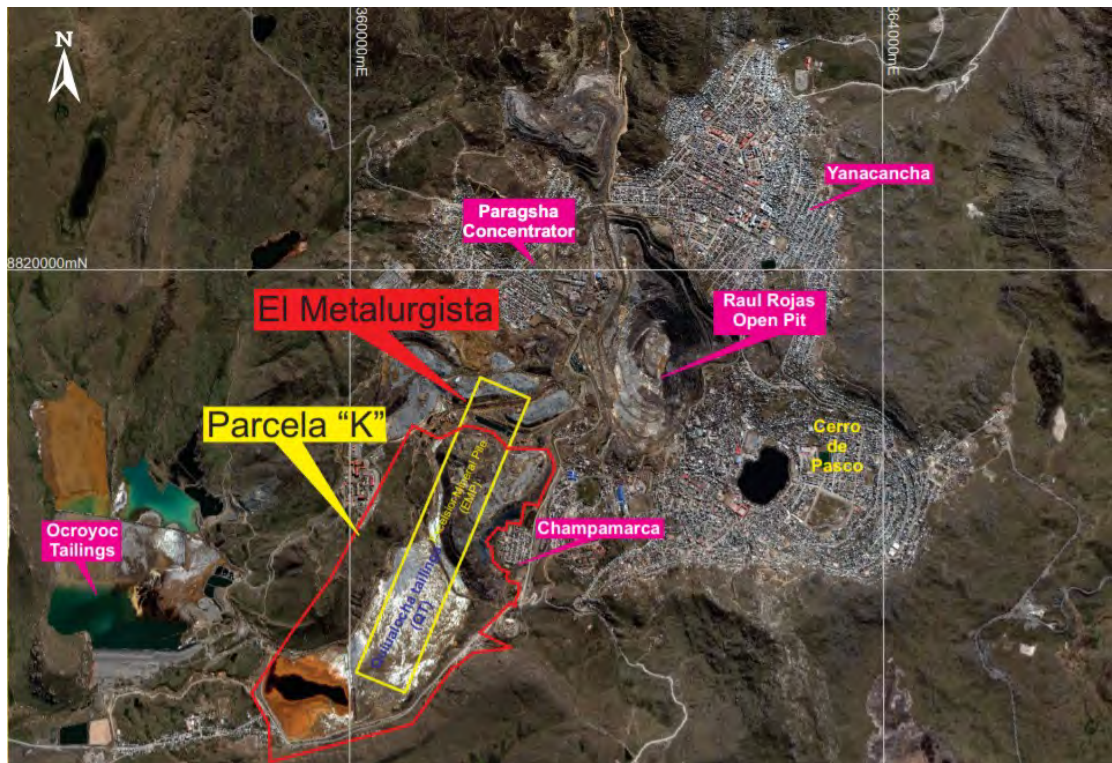


Fig. 1.4: Ubicación de las concesiones mineras El Metalurgista y la Parcela “K” (Boily y Rousseau, 2018).

En el 2012, la acumulación de evidencias de contaminación aumentó hasta el punto de impulsar a los pobladores a tomar medidas de protesta más contundentes. A consecuencia de ello, se aprobó del Plan de Cierre para el botadero Excélsior, el cual, sin embargo, no fue implementado hasta junio del 2017, cuando el Estado asignó un presupuesto de 150 millones de soles para su remediación a cargo de Activos Mineros S.A. (Ramírez, 2019).

Actualmente, Volcan Compañía Minera sigue operando la unidad minera, luego de lograr un acuerdo con la comunidad de San Antonio de Rancas, gracias al cual se permitió el uso del terreno para la relavera Ocroyoc por 17 años más a partir del año 2010, aunque su operación inició el 1993 (Ego-Aguirre y Smuda, 2013). Adicionalmente, el Estado sería responsable de gestionar la relavera

Quiulacocha por ser un pasivo minero; sin embargo, a la fecha no hay una gestión concreta de la misma. La crisis económica, ambiental y social en los alrededores de la unidad minera sugieren la necesidad de una solución sostenible para los residuos mineros.

A partir de este contexto, se plantea un proyecto que comprende la integración de datos previos para evaluar el tratamiento óptimo de la relavera Quiulacocha. Esto permitiría un conocimiento más completo del residuo minero, respecto a su mineralogía compleja, geoquímica y procesos de meteorización asociados. De esta manera, el proyecto impactaría en la gestión del residuo minero, ya sea optando por la remediación definitiva o aplicando un proceso de reaprovechamiento.

1.2. Antecedentes

¿Cómo manejar los residuos mineros? El aprovechamiento de los residuos mineros forma parte de la economía circular en la actividad minera y cobró mayor relevancia en la comunidad científica a partir de la década de los 90 (Parbhakar-Fox et al., 2019). Estos residuos se pueden clasificar en 4 tipos: i) escorias, provenientes del proceso pirometalúrgico; ii) rípios, provenientes de la lixiviación a través del proceso hidrometalúrgico; iii) material estéril, almacenado directamente de la operación minera en botaderos; y iv) relaveras, derivadas básicamente de la etapa de concentración por flotación (Villanueva, 2019).

Muchos países han avanzado en el manejo de residuos mineros bajo una visión innovadora: Australia, Perú, Estados Unidos, Chile, entre otros (Mudd, 2010). Cada país está avanzando según su contexto ambiental, social, político, económico y tecnológico. Por ejemplo, en Oceanía, Parbhakar-Fox et al. (2019) realizaron estudios de caracterización geometalúrgica de la escoria histórica no ferrosa del distrito minero de Zeehan, en la parte occidental de Tasmania (Australia), señalando que los residuos mineros pueden ser considerados recursos potenciales. Estos estudios se desarrollaron con el objetivo de identificar opciones de tratamiento, subrayándose que la extracción de Zn refractario contenido en la escoria no ferrosa de Zeehan significaría una gestión

económica viable, rehabilitando así el patrimonio minero de Zeehan. En este contexto, se destacó la importancia de incorporar de manera integral los aspectos sociales y ambientales en cualquier plan de reprocesamiento de residuos mineros, en conjunto con un enfoque geometalúrgico que considere, además, la viabilidad económica y técnica de la recuperación de Ag, Pb y Cu.

Estados Unidos también se encuentra en proceso de innovación en el manejo de residuos mineros, impulsando proyectos como el caso “Berkeley Pit Lake” ubicado en Butte, Montana (Fig. 1.5). En este proyecto se realizaron básicamente dos actividades en el período de 2003-2018: la recuperación de Cu a gran escala a través del bombeo de aguas profundas dirigidas a una planta de precipitación de Cu; y la eliminación continua de lodos en el pozo (Gammons y Icopini, 2019).

Estas actividades permitieron que casi el 100 % de Fe disuelto precipite como schwertmannita [$\text{Fe}^{3+}_{16}(\text{OH},\text{SO}_4)_{12-13}\text{O}_{16} \cdot 10-12\text{H}_2\text{O}$], promoviendo el aumento de pH de 2.5 a 4.1, reduciendo así el grado de acidez del sistema. Se subrayó que el programa de bombeo y tratamiento de agua podría continuar por décadas a partir del 2019, tratando de mejorar más aún la calidad de agua.

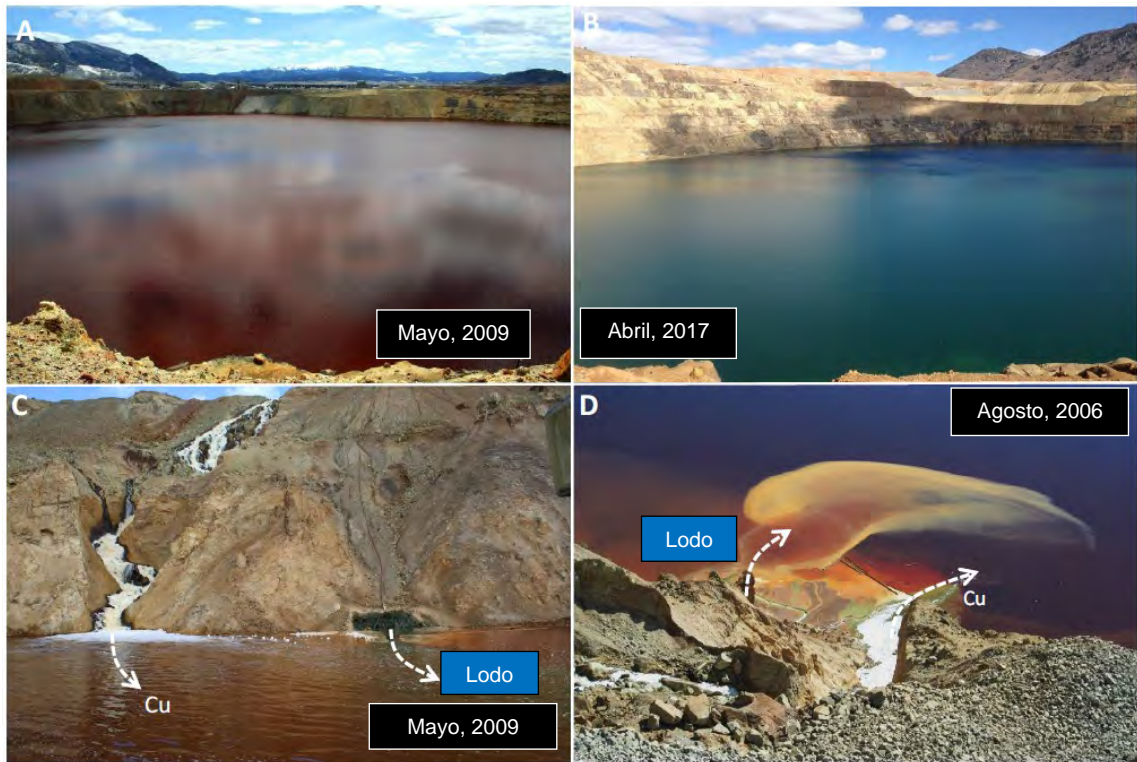


Fig. 1.5: Fotografías del “Berkeley Pit Lake” en Butte, Montana, en el año 2006 (D), 2009 (A y C) y 2017 (B) que muestran el flujo de los “lodos” y Cu derivado de la planta de precipitación (Gammons y Icopini, 2019).

En Perú, la organización UMTEC (2019), cuyas siglas significan “Centro de Tecnología y Desarrollo de Materiales y Medio Ambiente” traducido del Alemán, desarrolló un estudio para la remediación de un conjunto de relaves mineros denominados La Ciénaga (3,000 m.s.n.m.), ubicados en la provincia de Pataz, La Libertad (Fig. 1.6). Estos residuos mineros se produjeron por la extracción de Au durante la década de los años 90. Los resultados indicaron la necesidad de reubicar las líneas de abastecimiento hídrico y energético aledañas a los relaves, por lo menos de forma temporal, para proceder a la remediación de los residuos. Los estudios mineralógicos y económicos concluyeron que el reaprovechamiento de Au no fue viable con el proceso metalúrgico que se usaba en aquel entonces (cianuración Wad). Por ello, se recomendó realizar estudios cinéticos, con el objetivo de entender mejor el comportamiento de acidificación y oxidación de los depósitos minerales (UMTEC, 2019).



Fig. 1.6: Vista panorámica de los relaves La Ciénaga, La Libertad, Perú (UMTEC, 2019).

Caso de Estudio

En Cerro de Pasco, la relavera Quiulacocha contiene más de 70 millones de toneladas de material (>50 % en peso de pirita), cubriendo 114 ha de terreno (Dold et al., 2009; Fig. 1.7). Su operación fue dirigida por dos entidades mineras: CPC (1906-1974) y CP (1974-1993) (Wade et al., 2006; Ego-Aguirre & Smuda, 2013; RUMBO MINERO, 2021). Este residuo minero está cubierto parcialmente por el material del botadero Excélsior, implicando una conexión hidrológica entre ambos residuos.

Básicamente hay dos tipos de vía de transporte del drenaje ácido: uno superficial, por un canal que conduce las aguas ácidas superficiales de Excélsior a un estanque de la relavera Quiulacocha ubicado en la parte SO del embalse; y el otro subterráneo, caracterizado por infiltración del Drenaje Ácido de Mina (DAM) de Excélsior hacia el embalse de Quiulacocha (Smuda et al., 2007). Dold et al. (2009) observaron evidencias de formación de una pluma enriquecida en Fe^{2+} , Zn y Pb a una profundidad de 10 a 16 m aproximadamente (Fig. 1.8).

Este estudio enfatiza que esta pluma no se generó a partir de la oxidación y liberación de elementos en la zona superficial de la relavera (0 – 1 m) sino por el aporte de Fe^{3+} derivado del botadero Excélsior; es decir, el ion férrico promovió la oxidación de la pirita. Esta reacción conllevaría la formación de 16 protones (H^+) por mol de pirita (Dold et al., 2009; Fig. 1.8.). Estos autores demostraron que la conexión hidrológica presente entre los residuos mineros mencionados es la situación más crítica para realizar el tratamiento óptimo del sistema, consecuentemente se deberían aislar estos sistemas.



Fig. 1.7: Vista panorámica de la relavera Quiulacoche, Cerro de Pasco, Pasco, Perú (Cerro de Pasco Resources, 2021).

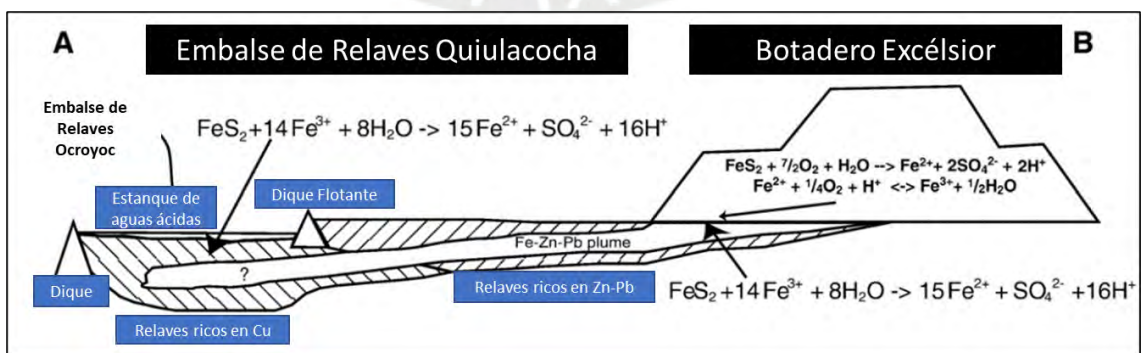


Fig. 1.8: Pluma de lixiviación de Fe-Zn-Pb entre el Botadero Excélsior y la relavera Quiulacoche (modificado de Dold et al., 2009).

Dold et al. (2009) reconocieron que, 11 años después del cierre de operaciones en la relavera Quiulacocha, se había desarrollado una distintiva “zona cementada” de aproximadamente 10 cm de espesor en el horizonte de oxidación (Fig. 1.9; Wade, 2005; Dold et al., 2009; Ego-Aguirre & Smuda, 2013). Esta zona, también denominada *hardpan*, compuesta de pirita y cuarzo, corresponde a la parte superior de la relavera enriquecida en Zn-Pb. El *hardpan* se habría formado por la precipitación de minerales secundarios como goethita, jarosita y yeso dentro de los espacios porosos. La formación de esta zona se traduce en un marcado aumento de la dureza y grado de compactación respecto a los niveles subyacentes. Se ha determinado que los principales factores que condicionan su desarrollo son los siguientes: alto contenido de pirita, granulometría fina y presencia de carbonatos. En este contexto, los minerales secundarios se formaron como resultado directo de los procesos de oxidación que afectaron a los minerales originales de este horizonte, específicamente la pirita y los carbonatos. Esto generó una barrera física que restringió la infiltración de oxígeno hacia niveles más profundos, limitando la zona de oxidación a un espesor muy reducido (Blowes et al., 1991; McGregor y Blowes, 2002).



Fig. 1.9: Zona cementada también reconocida como *hardpan* en el Embalse de Relaves Quiulacocha (objeto de estudio) (modificado de Wade, 2005).

Los relaves de Quiulacocha también presentaron relictos de siderita primaria e hidróxidos de Fe^{3+} . Dold et al. (2009) señalaron que la siderita presente en la relavera, enriquecida en plomo y zinc, tiene dos orígenes principales: siderita primaria, proveniente del yacimiento minero; y siderita secundaria, generada por la interacción entre las aguas ácidas y la dolomita. La siderita secundaria fue identificada en las zonas de microfracturas de la dolomita, en donde percoló el ácido enriquecido en Fe^{3+} . Además, se encontró siderita secundaria cerca al contacto entre la relavera Quiulacocha y el botadero Excelsior, pero también por debajo de la zona de oxidación de espesor no menor a 10 cm.

La oxidación de minerales sulfurados generó aguas ácidas y estas favorecieron la lixiviación de metales como Cu, Fe, Pb y Zn. El DAM generado también causaría una disolución de los carbonatos, liberando así cationes como Ca^{2+} , Na^+ y K^+ (Dold et al., 2009). El rol de estos cationes es fundamental, ya que permiten la formación de fases secundarias como la siderita, el yeso y la jarosita. Además, los estudios de Dold et al. (2009) registraron que el pH aumenta significativamente con la profundidad, influyendo en la presencia de carbonatos como la dolomita. Este mineral habría amortiguado la acidez permitiendo alcanzar un pH casi neutro a partir de 10 cm de profundidad en el relave.

La movilidad del Fe^{3+} depende de la concentración de pirita en el sistema. Por un lado, en minas enriquecidas en pirita (entre 20 % y 70 % en peso) como el caso de Cerro de Pasco (entre 50 % y 60 % en peso de pirita), los minerales secundarios férricos se forman a pH bajos debido a la baja solubilidad del hierro férrico en estos sistemas (Stumm y Morgan, 1996). Este decrecimiento de la solubilidad, acompañado por la hidrólisis del Fe^{3+} , permite la precipitación de hidróxidos de Fe^{3+} formando así la “zona cementada”.

El hierro férrico se fija a las fases secundarias formando texturas típicas de recubrimiento (tipo costras), donde la goethita se forma por alteración de la pirita y pirrotina, por ejemplo. Por otro lado, en casos de relaves derivados de pórfidos de cobre (entre 1 % y 2 % en peso de pirita), la movilidad del Fe^{3+} aumenta por la alta solubilidad en concentraciones bajas (Dold y Fontboté, 2001; Dold et al.,

2005). Sin embargo, la movilidad del hierro férrico puede aumentar adicionalmente con procesos de reducción y complejación, es decir, formación de complejos químicos, donde un ion o molécula central se une a uno o más ligandos.

A finales del año 2020, Cerro de Pasco Resources (CDPR) presentó la DIA (Declaración de Impacto Ambiental) del proyecto de exploración para esta relavera ubicada en la concesión minera El Metalurgista (RUMBO MINERO, abril del 2021).

El objetivo principal de la DIA consistió en aplicar un programa de 40 pozos a una profundidad de 7 - 35 m en la concesión mencionada, para verificar la existencia de recursos potenciales en la relavera Quiulacocha. En la actualidad, este proyecto cuenta con licencia social y se apoya en diversas investigaciones previas, que indicaron características importantes de la relavera en sus inicios. Por ejemplo, mencionaron que los residuos mineros se depositaron a partir del año 1906, cuando el foco era la producción de Cu (Cerro de Pasco Resources, 2021). Estos residuos fueron derivados de un procesamiento mineral de Ag-Cu-Au con altas leyes históricas: 300 g/t Ag, 10 % Cu y 4 g/t de Au (RUMBO MINERO, 2021). Aquel material procesado era parte de las vetas polimetálicas con dirección este-oeste correspondientes a la mina subterránea. Esto indicaría que, a mayor profundidad en el perfil de relave, habría mayores leyes de metales por la recuperación deficiente que hubo en las primeras décadas de operación.

En el año 2012, la entidad BO Consulting registró 2.9 Mt de recursos indicados con 1.43 % Zn y 43.1 g/t Ag en un informe basado en el código JORC (Boily y Rousseau, 2018). Este informe utilizó los resultados obtenidos de un programa de perforación supervisado por John Brophy en el año 2009 (Brophy, 2012). Sin embargo, sólo representó el 4 % de las toneladas esperadas en el depósito de relaves.

El proyecto de exploración de CDPR planteado en la actualidad permitiría tener mayor comprensión del residuo minero (Cerro de Pasco Resources, 2021), como

parte del proceso de remediación. CDPR indica que se aplicaría un cierre progresivo del residuo minero de ser viable el proyecto.

1.3. Problemática

La Universidad de Arizona obtuvo buenos resultados usando relaves cupríferos con geopolimerización para producir materiales de construcción (Saeed, 2012). Hoy en día existen muchos PAM, es decir, residuos mineros abandonados o inactivos por dos años o más, que han sido motivo de conflictos, debido a que en muchas ocasiones han influenciado negativamente en la salud de los pobladores o en el terreno (Defensoría del Pueblo, 2015).

Esta situación sugiere la necesidad de remediación definitiva de relaves que a la fecha son considerados como PAM. El problema fundamental es que el tratamiento óptimo de estos residuos mineros es con frecuencia controversial y fuertemente dependiente del contexto de cada residuo minero. Es de esperarse que esta controversia aumentará debido al incremento de relaveras inactivas, el aumento de la demanda de los metales, la falta de inversión en exploración de nuevos yacimientos, el aumento de protestas ambientales, el avance de la tecnología y variaciones en el precio de los metales.

En América Latina existen algunos estudios de caracterización de relaves enfocados en evaluar la viabilidad del tratamiento de las relaveras presentes en las operaciones mineras. Por ejemplo, en Colombia (Cervera et al., 2008) caracterizaron mineralógica y químicamente depósitos de relaves en los sectores auríferos de Cueva Loca y El Retiro, concluyendo que se necesita realizar estudios que se enfoquen en determinar la textura y el grado de liberación del Au. Esto serviría para evaluar ciertas alternativas de recuperación y establecer la viabilidad económica de nuevos proyectos de reprocesamiento mineral.

La caracterización mineralógica-geoquímica y el tratamiento óptimo de los residuos mineros están ligados. Esto se debe a que el reto de las entidades mineras, con este enfoque, es entender la complejidad mineralógica, sin la cual

no sería posible evaluar la viabilidad del reaprovechamiento. Por ejemplo, en Puno, la empresa minera MINSUR S.A. encontró la posibilidad de reaprovechar la relavera B2, enriquecida en estaño (Sn), y la caracterizó para determinar la viabilidad de su reprocesamiento (Minsur, 2019). Los resultados indicaron que el proyecto era sostenible y contemplaron una capacidad productiva nominal de 2,500 toneladas por día con una vida útil de 9 años (Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 2018). Este ejemplo ilustra la importancia de los estudios de caracterización previamente a la toma de decisiones. Además, estos tipos de investigación también ayudarían a realizar una remediación óptima de la relavera, aun cuando el reaprovechamiento no sea viable.

En la mina Cerro de Pasco, el tratamiento óptimo de la relavera Quiulacocha genera controversia entre las entidades responsables de la misma. A la fecha, esta relavera es considerada como un PAM, es decir, ya no se encuentra en operación desde el año 1993. Por mucho tiempo estos residuos mineros fueron vistos como “deshechos”, pero hoy en día representan un potencial “georecurso”. El aprovechamiento óptimo de este “georecurso” demanda la superación de tres problemáticas fundamentales: i) la mineralogía compleja, caracterizada por procesos de oxidación de sulfuros; ii) la influencia del DAM sobre la dolomita (Dold et al., 2009); y iii) la escasa incorporación de tecnologías avanzadas en los procesos de recuperación y tratamiento. Además, se deben resolver las brechas entre el Estado, representado por Activos Mineros, y los pobladores.

1.4. Objetivos

1.4.1. Objetivo General

- 1) Integrar datos mineralógicos y geoquímicos de la relavera Quiulacocha en Cerro de Pasco para evaluar la toma de decisiones sobre su manejo.

1.4.2. Objetivos Específicos

- 1) Analizar la mineralogía y geoquímica de la relavera Quiulacocha a partir de información bibliográfica previa.

- 2) Elaborar una base de datos integrada a partir de la información bibliográfica previa.
- 3) Realizar un modelo geoquímico más afinado a partir de la base de datos integrada.
- 4) Evaluar la toma de decisiones sobre el manejo de la relavera Quiulacocha.

1.5. Hipótesis

1.5.1. Hipótesis General

- 1) La integración de datos mineralógicos y geoquímicos permitirá evaluar la toma de decisiones sobre el manejo de la relavera Quiulacocha en Cerro de Pasco.

1.5.2. Hipótesis Específicas

- 1) El nuevo modelo geoquímico difiere de las antiguas interpretaciones propuestas por otros autores.
- 2) La interpretación de los datos mineralógicos y geoquímicos integrados permitirá evaluar la toma de decisiones sobre el manejo de la relavera Quiulacocha.

1.6. Justificación

La relavera Quiulacocha, ubicada en Cerro de Pasco representa un desafío socioambiental significativo debido a su compleja composición mineralógica y geoquímica, así como a su impacto en los ecosistemas y en las comunidades aledañas. La gestión eficiente de este depósito de relaves es fundamental para mitigar riesgos ambientales y optimizar su posible aprovechamiento dentro de un enfoque de economía circular. Sin embargo, la falta de una integración sistemática de los datos mineralógicos y geoquímicos existentes limita la capacidad de tomar decisiones informadas sobre su manejo y remediación.

En este contexto, la presente investigación se justifica por la necesidad de consolidar y analizar de manera integral la información disponible sobre la relavera Quiulacocha. Mediante la integración de datos mineralógicos y

geoquímicos disponibles, esta tesis busca generar un modelo más preciso con relación a la composición y comportamiento del depósito, proporcionando una base técnica para evaluar estrategias de remediación, estabilización y posible reaprovechamiento.

El análisis de estos datos permitirá comprender mejor la distribución de elementos como cobre, arsénico, zinc y plomo, así como su movilidad y potencial impacto ambiental. Además, la caracterización detallada de la mineralogía ayudará a determinar la reactividad de los minerales presentes, lo que es esencial para definir estrategias de mitigación adecuadas y sostenibles.

Desde una perspectiva aplicada, esta investigación contribuirá a fortalecer la toma de decisiones en el manejo de pasivos ambientales mineros en el Perú, proporcionando criterios técnicos que puedan ser utilizados por instituciones gubernamentales, empresas mineras y entidades encargadas de la gestión ambiental. Asimismo, su enfoque alineado con los principios de economía circular abre la posibilidad de convertir un pasivo ambiental en una fuente potencial de valor, promoviendo estrategias de recuperación que beneficien tanto al sector minero como a las comunidades locales.

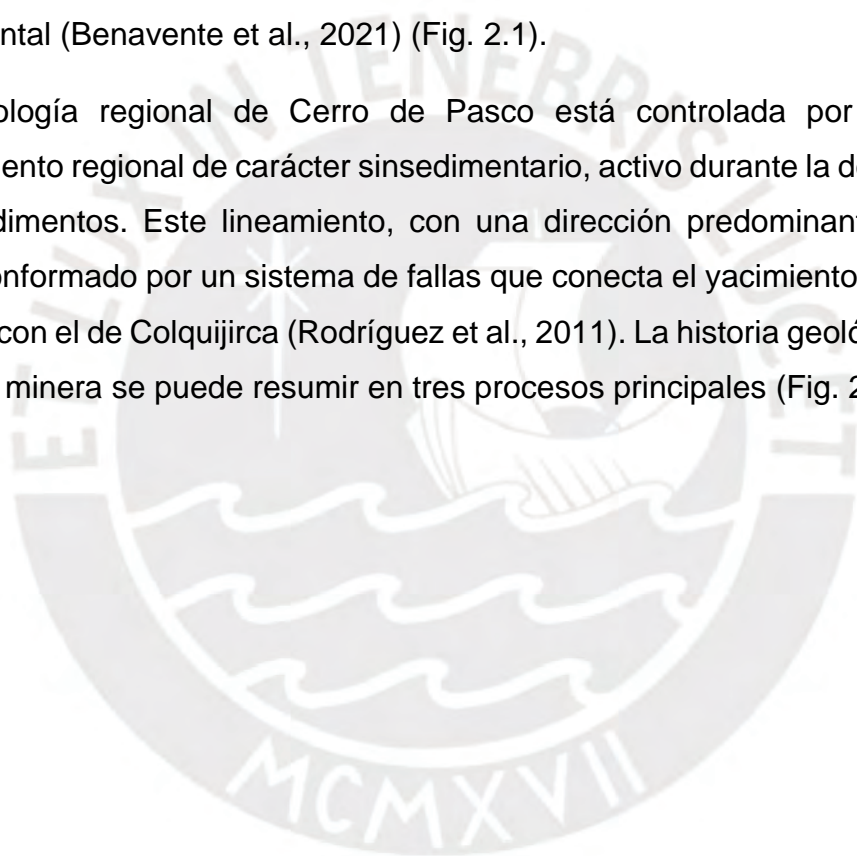
En suma, este estudio es crucial no solo para mejorar la comprensión científica de la relavera Quiulacocha, sino también para sentar las bases de una gestión más eficiente y sostenible, con un impacto positivo en el desarrollo ambiental y socioeconómico de la región.

2. CONTEXTO GEOLÓGICO

2.1. Geomorfología y Geología Regional

La Cordillera de los Andes comprende una gran diversidad de unidades geomorfológicas con anchos que oscilan entre 250 km en la región del Norte y Centro del Perú hasta 500 km en la parte sur del país (Mareco, 1980; Tavera y Buforn, 1998). Geomorfológicamente, la unidad minera Cerro de Pasco está localizada en las depresiones intramontañosas, entre la Cordillera Oriental y Occidental (Benavente et al., 2021) (Fig. 2.1).

La geología regional de Cerro de Pasco está controlada por un antiguo lineamiento regional de carácter sinsedimentario, activo durante la deposición de los sedimentos. Este lineamiento, con una dirección predominante norte-sur, está conformado por un sistema de fallas que conecta el yacimiento de Cerro de Pasco con el de Colquijirca (Rodríguez et al., 2011). La historia geológica de esta unidad minera se puede resumir en tres procesos principales (Fig. 2.2).



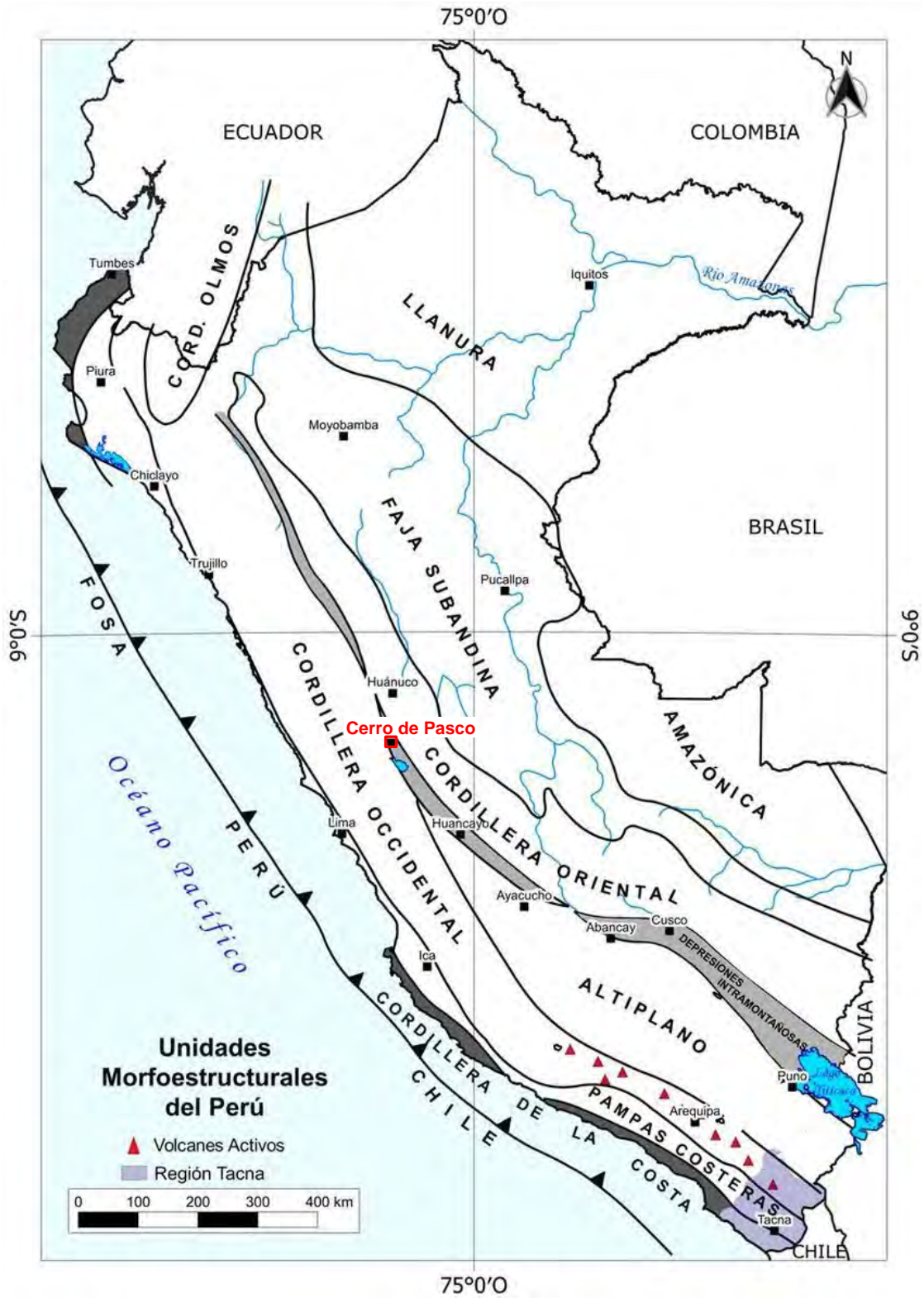


Fig. 2.1: Principales unidades morfoestructurales del Perú (Benavente et al., 2021).

2.1.1. Régimen Extensivo: Grupos Excélsior, Mitu y Pucará

Primero, en un contexto de régimen extensivo, se emplazaron las rocas más antiguas del Grupo Excélsior, las cuales consisten en lutitas pizarrosas y filitas del Devónico ubicadas en la Cordillera Oriental y Occidental (McLaughlin, 1924; Harrison, 1943). Localmente, estas rocas pasan progresivamente a esquistos sericíticos y cloríticos, con colores que varían entre el verde olivo y el negro. El grosor de la secuencia es desconocido (Terrones, 1949). Estas rocas subyacen a las rocas del Grupo Mitu del Pérmico y Triásico. Estas rocas afloran en la Cordillera Oriental del Perú central y parte sur, extendiéndose hasta la faja plegada y corrida de Huarina en Bolivia (Megard, 1979; Sempere et al., 2002).

El espesor del Grupo Mitu varía de 300 metros a 760 metros y se divide principalmente en dos unidades: Unidad Sedimentaria de Potosí y la Unidad Volcánica Catalina (McLaughlin, 1924; Terrones, 1949; Lepry, 1981). La primera se compone de brechas calcáreas, calizas, areniscas y conglomerados cuyo espesor es aproximadamente 200 m, con colores que varían del rojo ladrillo a violeta (Terrones, 1949; Megard, 1968; INGEMMET, 1983). Los Volcánicos Catalina se emplazaron en los lugares adyacentes al domo de Yauli y localmente, sobre las filitas del Grupo Excelsior (INGEMMET, 1983), y están constituidos por depósitos piroclásticos y derrames lávicos, con composiciones andesíticas y localmente dacíticas.

Después, se emplazaron las rocas carbonatadas del Grupo Pucará (Triásico Superior al Jurásico Inferior). La red de fallas, de dirección norte-sur, controlaron la deposición de las rocas carbonatadas del Grupo Pucará alcanzando hasta 3,000 metros de espesor al este y 300 metros de espesor al oeste (Jenks, 1951; Angeles, 1999; Rosas et al., 2007).

2.1.2. Régimen Compresivo: Grupo Goyllarisquizga y Formación Pocobamba

En un cambio de régimen extensivo a compresivo, por inversión tectónica, se emplazaron las areniscas blancas y grises del Grupo Goyllarisquizga del Cretácico (Rodríguez et al., 2011). En la zona de estudio, este Grupo está

expuesto en la parte distal oeste entre la Unidad Minera Cerro de Pasco y Colquijirca (Fig. 2.3). Además, sobreyace de manera ligeramente discordante a las rocas del Grupo Pucará (Megard, 1968).

La parte superior está conformada por margas grises, alternadas por capas delgadas de caliza y cuarcita. Intrusiones de diabasa y capas de basalto son observadas por encima de la capa de cuarcita (Terrones, 1949). Estas rocas subyacen a las calizas y margas de la Formación Pocobamba del Eoceno, la cual se habría emplazado en forma discordante sobre el Grupo Goyllarisquizga (McLaughlin, 1924).

La Formación Pocobamaba fue descrita como Formación Casapalca por Jenks (1951), quien la subdividió en tres miembros: Miembro inferior, Conglomerado Chuco y el Miembro Calera. Según Delfaud (1984), esta Formación se subdivide en cinco miembros, identificados como A, B, C, D y E, a su vez compuestos por varias secuencias granodecrecientes. Los miembros D y E, equivalentes a la calizas del Miembro Calera, serían los que se exponen en la zona minera de Cerro de Pasco, formados probablemente en un ambiente fluvial con llanuras de inundación y barreras de arena (Carpio y Hurtado, 2004; Cueva, 2008).

Entre el Eoceno y Mioceno temprano, la región de Pasco fue afectada por varios episodios de deformación y plegamiento. Consecuentemente, la secuencia sedimentaria se plegó y generó el principal rasgo estructural de la zona, el anticlinal de Cerro con eje de norte a sur (Angeles, 1999; Baumgartner et al., 2008).

2.1.3. Régimen Mixto: Complejos de Diatrema

Finalmente, en un contexto de régimen compresivo impulsado por un componente de rumbo en la falla, se emplazaron las rocas magmáticas bajo la forma de complejos de diatremas, de composición dacítica, durante el Mioceno: el complejo Marcapunta y el complejo Cerro de Pasco (Rodríguez et al., 2011). Este último complejo atravesó las filitas del Grupo Excelsior afectando localmente las rocas carbonatadas del Grupo Pucará. El complejo de Marcapunta atravesó las rocas sedimentarias de los Grupos Mitu y Pucará,

afectando las calizas de la Formación Pocobamba. No obstante, este complejo no muestra evidencia de haber intruido las rocas del Grupo Goyllarisquiza, a pesar de su posición estratigráfica entre unidades afectadas por la intrusión (Rodríguez et al., 2011). Esta interpretación se fundamenta en la ausencia de contactos intrusivos y rasgos de alteración hidrotermal en los afloramientos del Grupo Goyllarisquiza. Los autores proponen un modelo de emplazamiento selectivo, condicionado por la presencia de zonas de debilidad estructural y contrastes litológicos.

Los episodios de deformación compresiva con componente de rumbo habrían sido los principales desencadenantes para generar la intensa actividad magmática del Mioceno Medio, la cual estaría relacionada con la génesis de los depósitos asociados a Cerro de Pasco y Colquijirca (Silberman y Noble, 1977; Bendezú et al., 2003; Baumgartner, 2007; Bendezú, 2007; Boily y Rousseau, 2018). Esta actividad magmática también sería la responsable de generar los complejos de diatrema (Fig. 2.3 y 2.4).

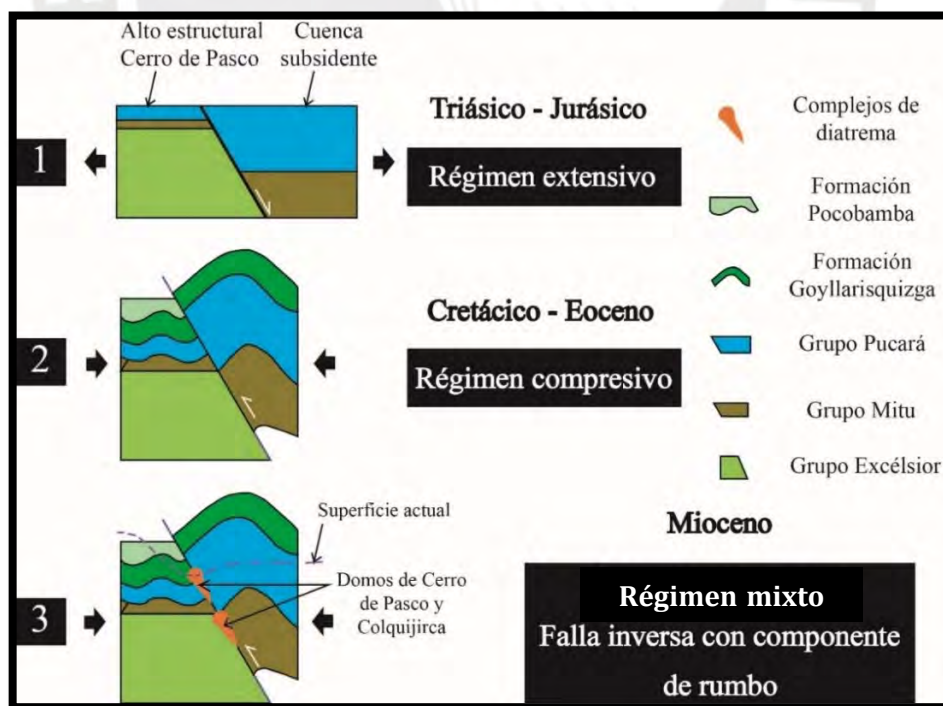


Fig. 2.2: Eventos tectónicos de la Falla Cerro de Pasco (modificado de Rodríguez et al., 2011).

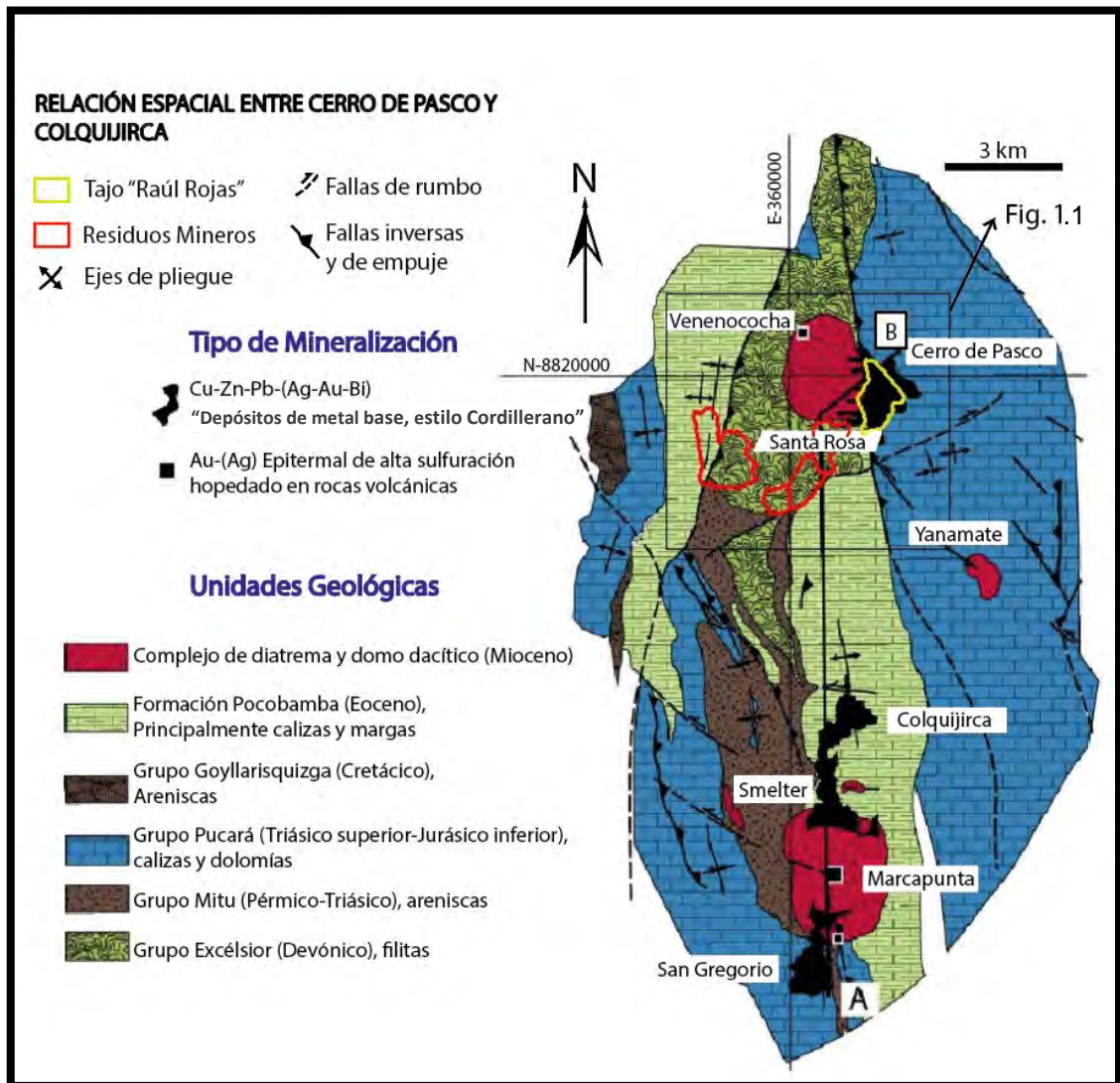


Fig. 2.3: Mapa de la geología regional de la zona de estudio entre los yacimientos de Cerro de Pasco y Colquijirca (modificado de Bendezú et al., 2003).

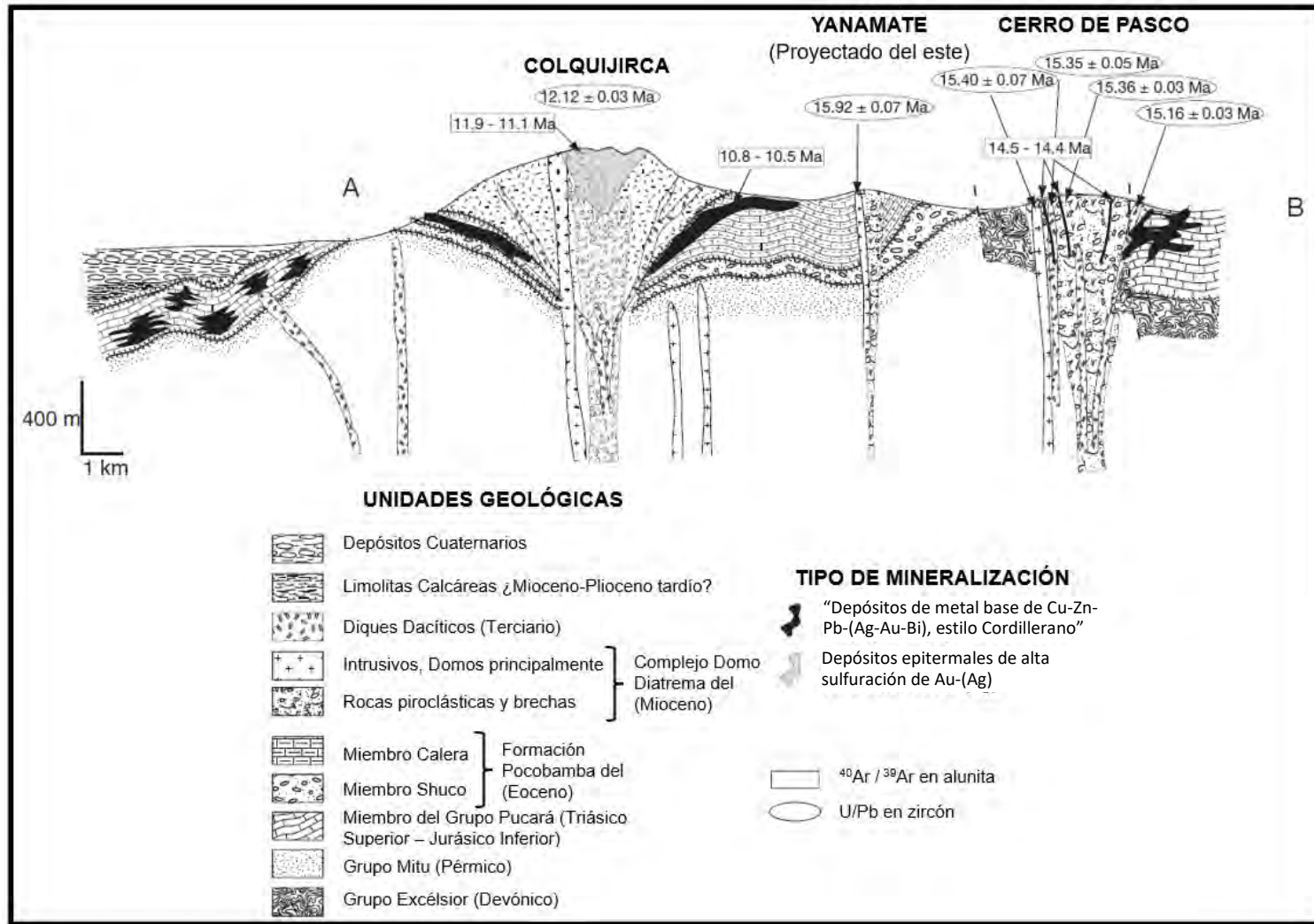


Fig. 2.4: Sección geológica A–B de Cerro de Pasco a Colquijirca (traducción propia de Baumgartner et al., 2009).

2.2. Geología del Yacimiento

Las rocas volcánicas e intrusivas (complejos de diatremas con domos de composición variada) hospedan depósitos minerales correspondientes al cinturón metalogénico del Mioceno-Plioceno Temprano tales como los depósitos de Cerro de Pasco y Colquijirca (Silberman y Noble, 1977; Bendezú et al., 2003; Baumgartner, 2007; Bendezú, 2007; Fontboté, 2018).

El yacimiento de Cerro de Pasco ha sido estudiado por diversos autores (De Rivero, 1830; Ward, 1961; Einaudi, 1977; Rogers, 1983; Baumgartner et al., 2008; Rottier et al., 2016 y 2018) y todos ellos coinciden en que la mineralización es compleja. En los primeros años de investigación, se encontraron suficientes evidencias mineralógicas y petrológicas para indicar que se trataría de un depósito asociado a un ambiente epitermal (Rogers, 1983; Baumgartner et al., 2008).

Rottier et al. (2018) encontraron vetillas propias de sistemas porfiríticos en clastos de hornfels y rocas magmáticas dentro de la diatrema de Cerro de Pasco con valores significativos de molibdenita; este hecho indicaría que hubo mineralización de tipo pórfido en Cerro de Pasco antes de la formación de la diatrema hace 15 Ma. El yacimiento de Cerro Pasco se reconoce como un depósito polimetálico del estilo Cordillerano que estaría asociado a un sistema tipo pórfido en profundidad y presenta características epitermales en los niveles someros (Baumgartner et al., 2008; Rodríguez et al., 2011; Rottier et al., 2018).

Las calizas del Grupo Pucará controlarían espacialmente la mineralización de Cerro de Pasco por reemplazamiento. La mineralización del yacimiento de Cerro de Pasco comprende por lo menos a dos etapas (Sillitoe y Hedenquist, 2003; Baumgartner et al., 2008). Primero, una fase temprana de baja sulfuración caracterizada por la formación de esfalerita rica en Fe^{2+} (Baumgartner et al., 2008). Sin embargo, también se identificó esfalerita empobrecida en Fe^{2+} , que sería la evidencia de una fase tardía de mineralización de alta sulfuración. Los detalles del yacimiento se tratarán en los siguientes apartados.

2.2.1. Petrología de las Rocas Magmáticas

Autores como Silberman y Noble (1977); Bendezú et al.(2004); Baumgartner et al. (2009) que estudiaron la petrología de las rocas magmáticas relacionadas a la formación del yacimiento de Cerro de Pasco. Este yacimiento está comprendido dentro de un complejo de diatrema volcánico, con un diámetro aproximado de 2.5 km, y está asociado a una serie de diques y domos dacíticos (Fig. 2.5, Tabla 2.1).

Primero, se emplazó la brecha diatrema, conocida localmente como el Aglomerado de Rumiallana, producto de una fase temprana de erupción freatomagmática, que ha sido datada en 15.4 Ma mediante el método de U/Pb en circones (Baumgartner et al., 2009). La brecha diatrema, de textura porfirítica, atravesó la secuencia de rocas metamórficas y sedimentarias. Además, se habría formado casi sincrónicamente con tobas de composición dacítica (Baumgartner et al., 2009). Estas tobas de textura afanítica se habrían formado hasta el periodo de la mineralización (entre 15.4 Ma y 14.4 Ma). Posteriormente, una fase tardía de domos porfiríticos de composición dacítica intruyeron predominantemente en la zona oeste de la diatrema, con una edad promedio de 15.4 Ma (Baumgartner et al., 2009). Finalmente, unos diques de cuarzo-monzonita porfirítica se emplazaron atravesando a la diatrema, generando alteraciones de contacto en las rocas carbonatadas del Grupo Pucará y en los domos dacíticos.

Tabla 2.1: Descripción de las rocas magmáticas de Cerro de Pasco (Baumgartner, 2007).

Petrografía						
Complejo	Muestra	Roca	Textura	Tamaño de Grano (cm)	Composición	Descripción
Diatrema con domo dacítico - Cerro de Pasco	-	Toba de diatrema	Afanítica	0.2-0.5	-	-
	CPR 603	Domo dacítico porfirítico	Porfirítica	0.2-0.5	Plagioclasa, biotita, cuarzo reabsorbido, anfíbol, circón, apatito	Fenocristales de plagioclasa - Alteración propilítica
	-	Diques porfiríticos	Porfirítica	0.1-0.5	Sanidina, cuarzo reabsorbido, plagioclasa, biotita, anfíbol, circón, rutilo, apatito	Fenocristales de sanidina hasta de 6 cm - Presenta xenolitos
	-	Diques porfiríticos albitizados	Porfirítica	-	ortosa, albita, cuarzo, biotita, calcita	Fenocristales de ortosa y plagioclasa - La biotita se altera a clorita o moscovita
	CPR 472	Pórfido de cuarzo-monzonita	Porfirítica	-	Plagioclasa, calcita	Plagioclasa alterada por calcita y sericita - Anfíbol y bitita se reemplazan por rutilo y clorita
	CPR 604	Diques de cuarzo-monzonita porfirítica	Porfirítica	-	Biotita, plagioclasa	Fenocristales de biotita y plagioclasa

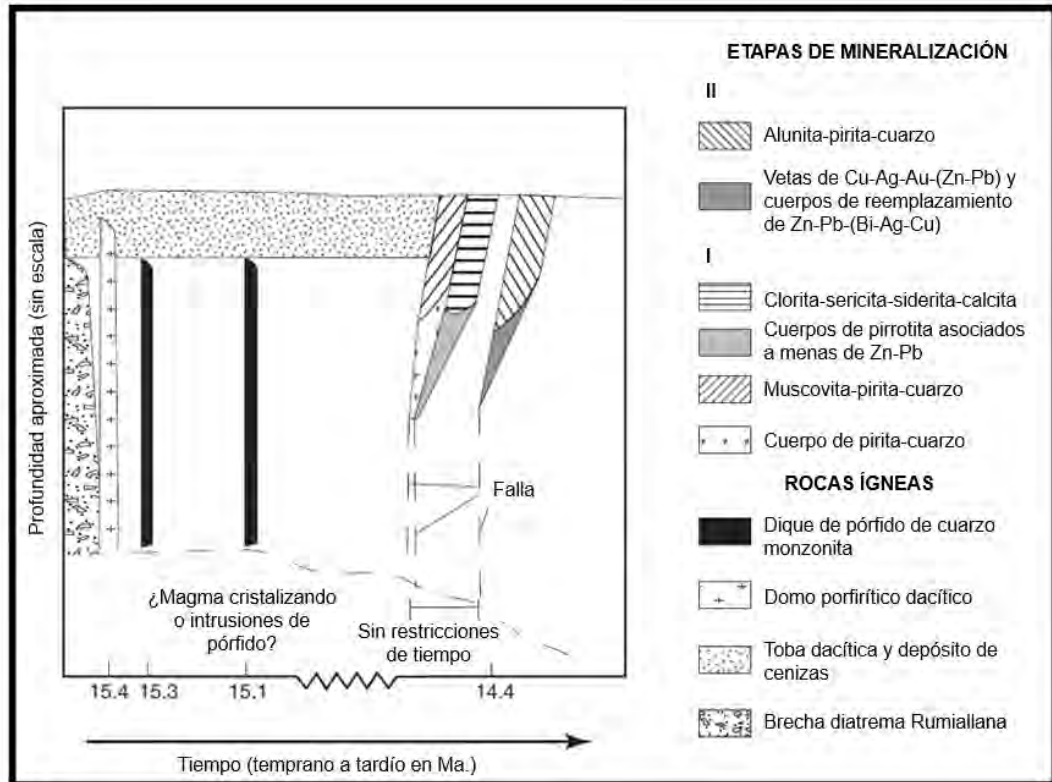


Fig. 2.5: Distribución espacio temporal de los sistemas magmático-hidrotermales de Cerro de Pasco (traducción de Baumgartner et al., 2009).

2.2.2. Tipos de Alteraciones

En la zona de influencia del complejo de diatrema de Cerro de Pasco se han identificado una serie de alteraciones hidrotermales (Rogers, 1983; Baumgartner et al., 2008; Rottier et al., 2016 y 2018), como se presentan en la Fig. 2.6 y 2.7. Por ejemplo, Rottier et al. (2018) registró seis niveles de alteración diferenciados principalmente por el grado de pH.

Las muestras de alunita, ubicadas al norte de la diatrema de Cerro de Pasco, indican un desarrollo de alteración argílica avanzada (cuarzo-alunita). Esta alteración está relacionada a la segunda fase de mineralización que posiblemente duró 0.1 Ma. (Baumgartner et al., 2009). Por otro lado, las muestras de sericita, ubicadas predominantemente en el margen este de la diatrema, indicarían el desarrollo de un halo de alteración fílica dominado por el ensamble cuarzo-pirita-sericita. Este halo también ocurre en los diques de cuarzo-monzonita porfirítica y el área de Santa Rosa al sur del tajo "Raúl Rojas". En Colquijirca, Bendezú (2007) reportó dataciones entre 11.1 y 11.9 Ma. para las alunitas asociadas a la mineralización de Ag-Au y alteración argílica avanzada.

Baumgartner (2007) indicó que la parte central del complejo de diatrema de Cerro de Pasco está relacionado a una alteración propilítica. Finalmente, las evidencias de mineralización estudiadas por Rottier et al. (2018) señalan un desarrollo de alteración potásica temprana asociada a venas del tipo pórfido con un ensamble de cuarzo-biotita-ortosa.

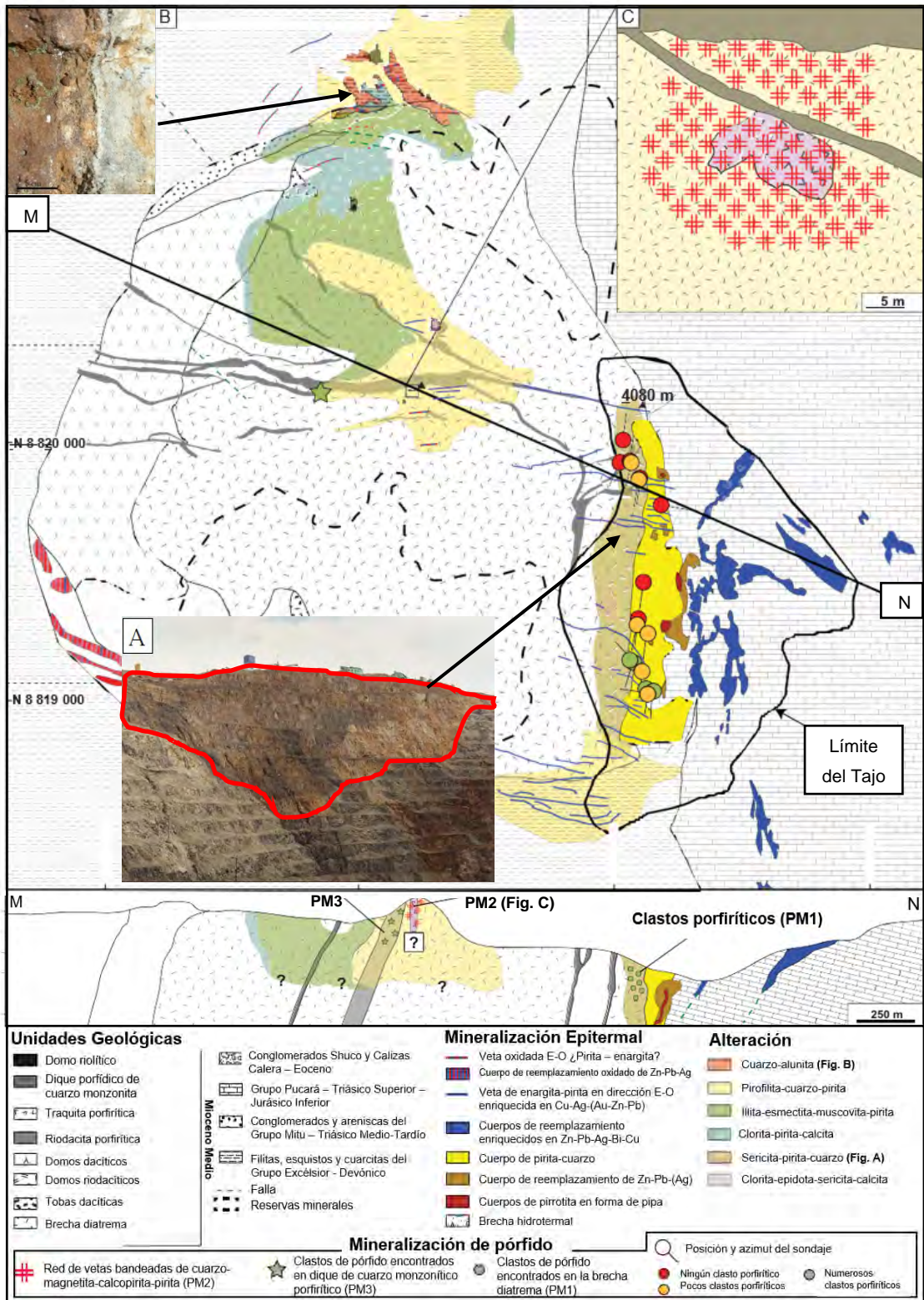


Fig. 2.6: Mapa de alteraciones del distrito minero Cerro de Pasco (modificado de Rottier et al., 2018).

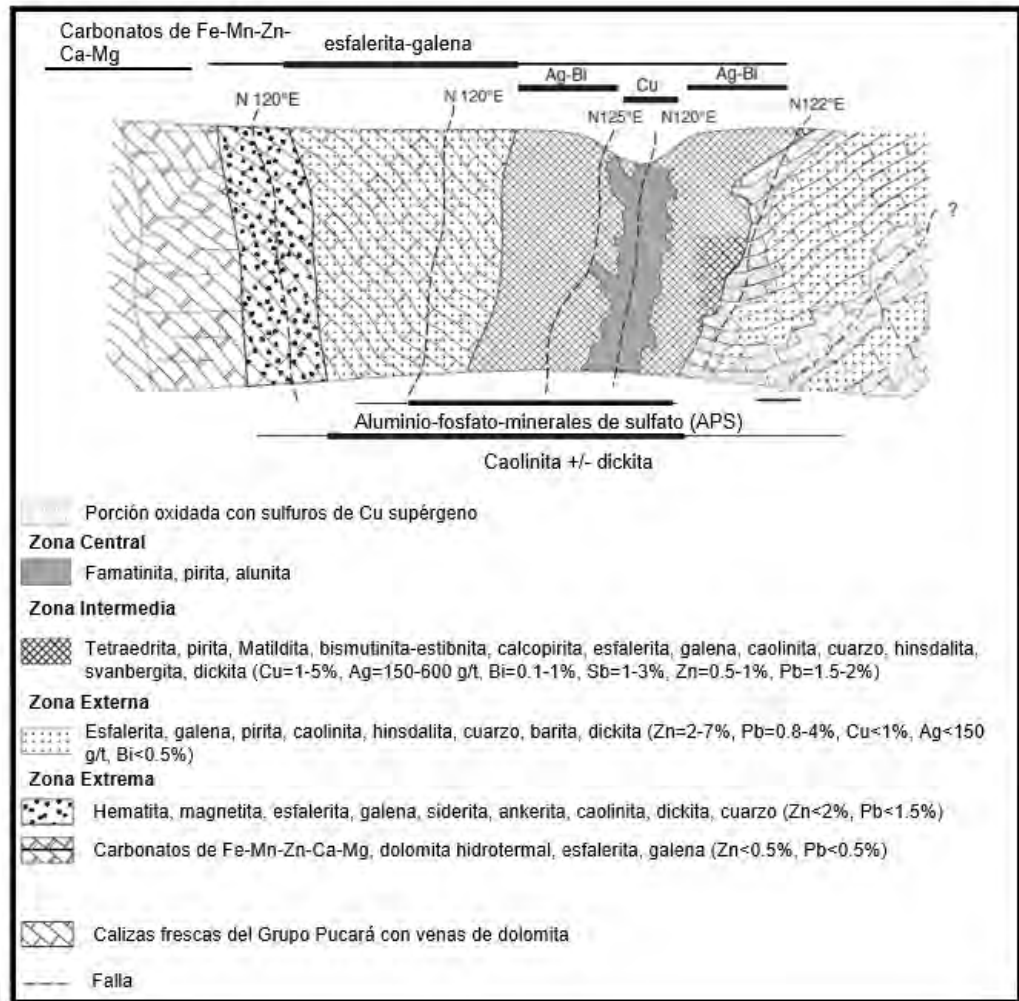


Fig. 2.7: Zonación de mineralización y alteración (modificado de Baumgartner et al., 2008).

2.2.3. Geometría de la Mineralización

a) Venas Polimetálicas

El yacimiento de Cerro de Pasco cuenta con venas polimetálicas de Cu-Ag-Au-(Zn-Pb) con dirección general este-oeste, que corresponden a la etapa 2 de la mineralización de alta sulfuración (Fig. 2.8). Los estudios de Baumgartner et al. (2008) indican que esta etapa corresponde a la formación de esfalerita pobre en Fe^{2+} y está asociada a cuerpos de pirita y enargita.

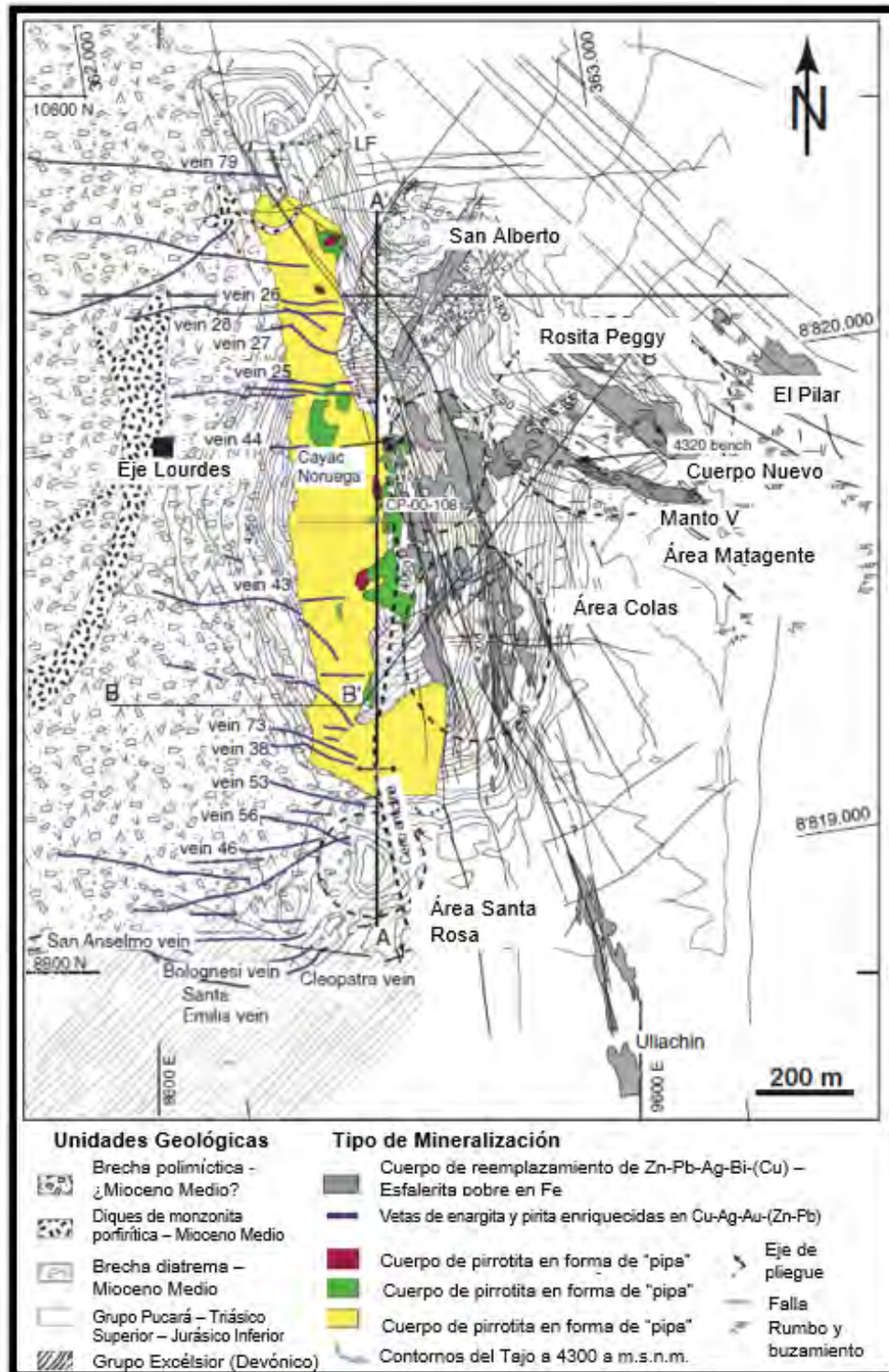


Fig. 2.8: Mapa geológico del yacimiento Cerro de Pasco, mostrando las unidades geológicas, las estructuras y los diferentes estadios de mineralización (Baumgartner et al., 2008).

b) Cuerpos de Reemplazamiento

Estos cuerpos se desarrollaron tanto en la primera etapa de mineralización como en la segunda etapa de mineralización. El primer estadio corresponde a la formación de cuerpos de pirita, cuarzo, pirrotina y esfalerita enriquecida en Fe^{2+} en condiciones de baja sulfuración (Baumgartner et al., 2008). El segundo estadio está marcado por la formación de cuerpos de reemplazamiento dominados por esfalerita empobrecida en Fe^{2+} formada en condiciones de alta sulfuración. Estos cuerpos son los más significativos por su gran volumen y están hospedados en las calizas del Grupo Pucará.

2.2.4. Geología Estructural

Estructuras Contemporáneas con la Mineralización

En el margen oeste del tajo “Raúl Rojas” se identificó un halo de alteración fílica (cuarzo-pirita-sericita), el cual exhibe principalmente tres controles estructurales previos a la mineralización (Fig. 2.9):

1. Una red de fallas inversas con dirección norte-sur controlaron el emplazamiento de las rocas magmáticas del complejo diatrema. Estas fallas controlaron la primera fase de mineralización en condiciones de baja sulfuración, permitiendo la formación de un gran cuerpo de cuarzo-pirita. Esta fase se formó entre 275° - 183°C con una salinidad que varía de 6.8 a 0.2 % en peso de NaCl equivalente (Baumgartner, 2007). Esta etapa también está asociada a la formación de cuerpos de pirrotina y esfalerita rica en hierro. Esta red de fallas también controló significativamente los cuerpos de reemplazamiento de la segunda fase de la mineralización.
2. Una red de fracturas con dirección este-oeste controlaron las venillas polimetálicas de la segunda fase de mineralización bajo condiciones de alta sulfuración. Esta fase se formó entre 293° - 168°C con una salinidad que varía de 7.5 a 0.2 % en peso de NaCl (Baumgartner, 2007). Las condiciones de baja temperatura y las fracturas posiblemente permitieron un mejor desarrollo del zonamiento en la segunda fase de mineralización.

3. Tres familias principales de fallas con dirección N 35°, N 120° y N 170° habrían controlado los cuerpos de reemplazamiento de la segunda fase de mineralización. Pero, las estructuras con dirección N120° tendrían un aporte significativo en la formación de las venillas de la segunda etapa de mineralización.

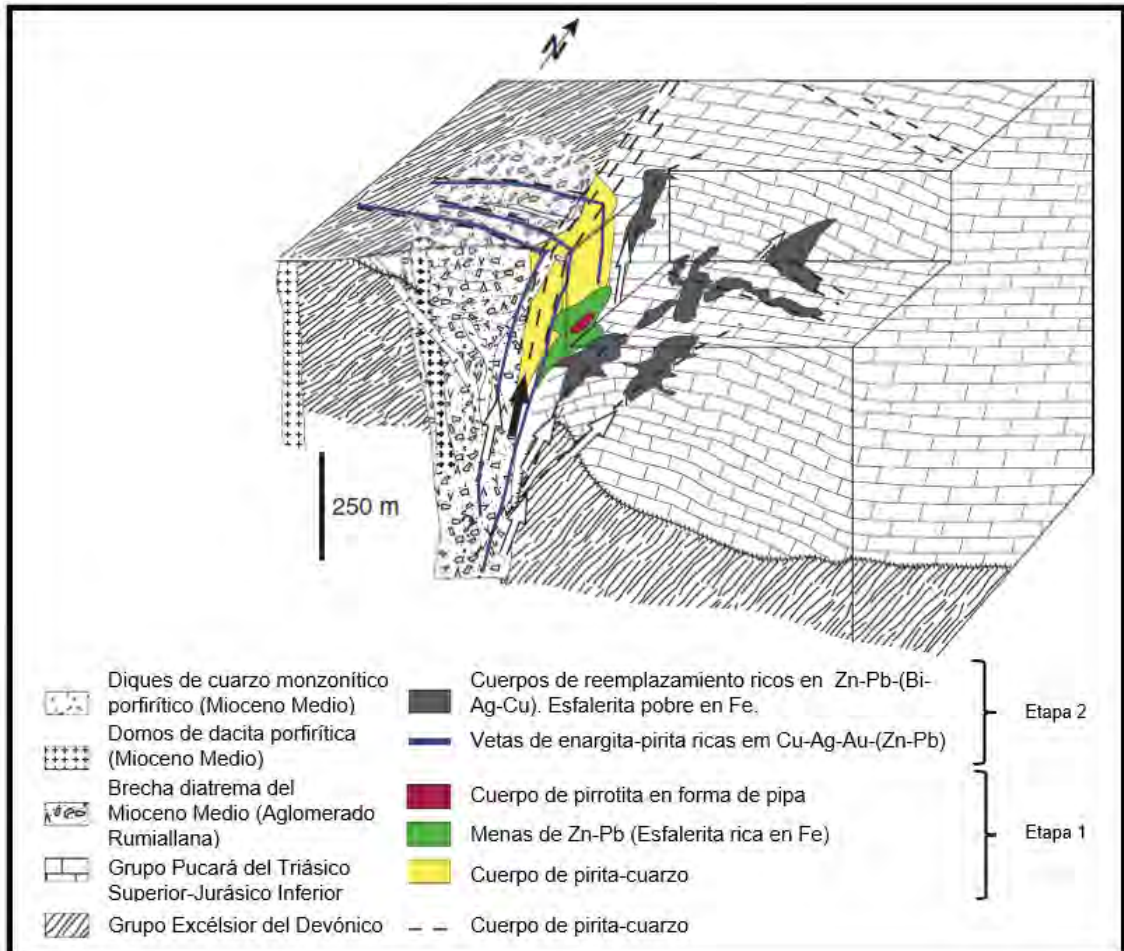


Fig. 2.9: Estructuras geológicas en un modelo tridimensional (Baumgartner et al., 2008).

Estructuras Post-Mineralización

Las profundidades actuales de los cuerpos mineralizados (400 - 700 m) indicarían que la tasa de erosión en Cerro de Pasco fue débil después de las dos fases de mineralización (Baumgartner, 2007). Este proceso sería algo normal ya que esta zona se encuentra geomorfológicamente en la depresión de Junín (cuenca intramontañosa) y se encuentra relativamente en subsidencia entre la Cordillera Oriental y la Cordillera Occidental (Rodríguez et al., 2011).

Este contexto tectónico permitió conservar el yacimiento de Cerro de Pasco, limitando el grado de erosión. Por ejemplo, la erosión en Cerro de Pasco y Colquijirca es mínima, entre 200 y 500 metros (Baumgartner, 2007).

3. METODOLOGÍA

3.1. Trabajo de Gabinete

Con base en la revisión bibliográfica, y con el objetivo de evaluar la toma de decisiones sobre el manejo de la relavera Quiulacocha, se consideró la siguiente metodología (Fig. 3.1):

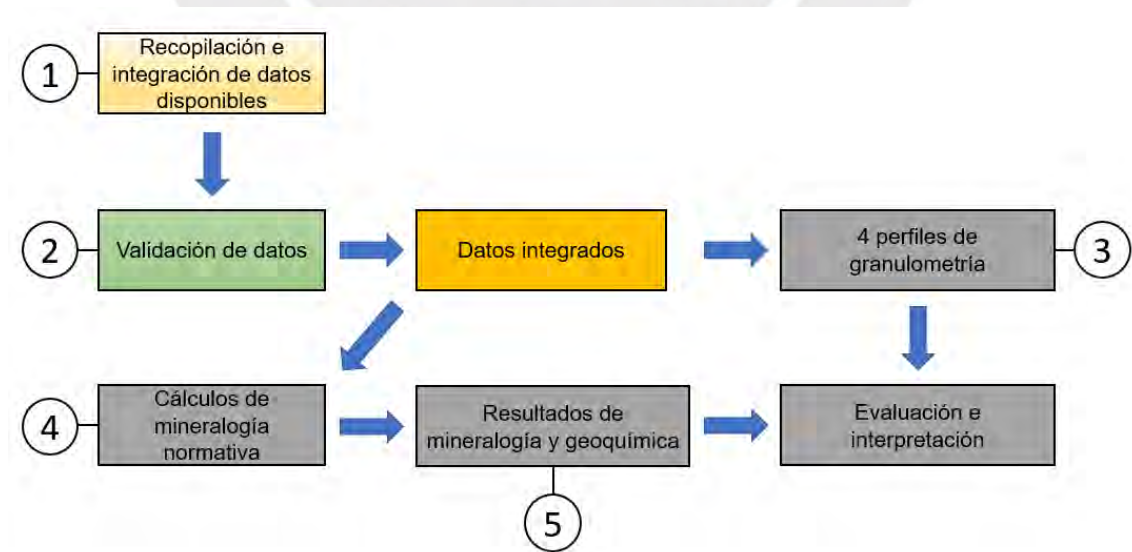


Fig. 3.1: Metodología de trabajo.

Paso 1: Recopilar e integrar todas las muestras disponibles;

Se recopilaron datos mineralógicos y geoquímicos de la relavera, tanto de la zona de oxidación como de la zona primaria, ubicadas debajo de la zona de oxidación (Fig. 3.2).

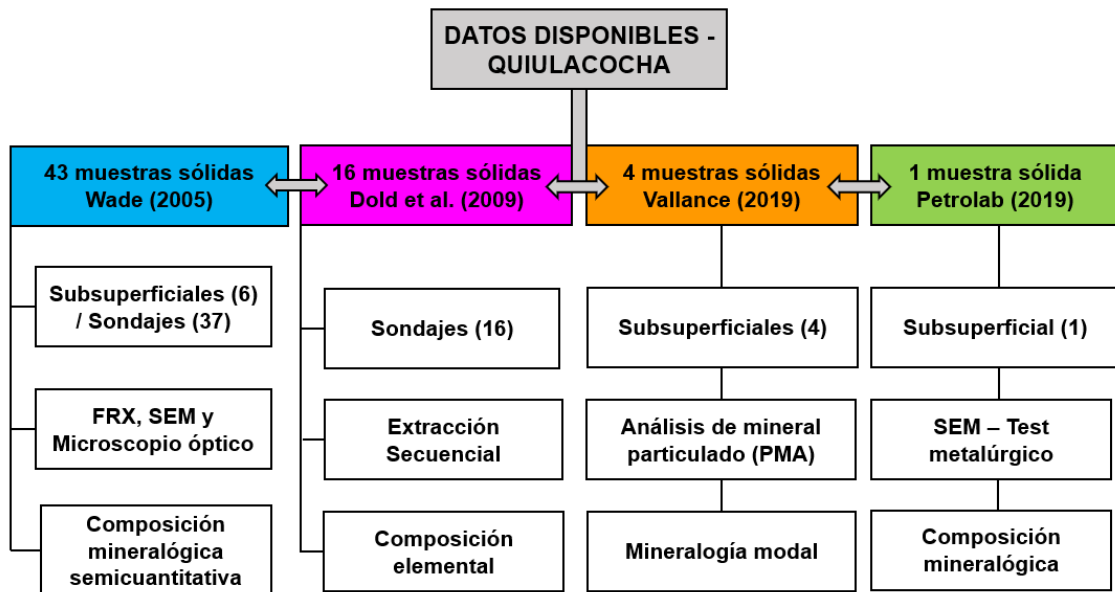


Fig. 3.2: Datos de mineralogía y geoquímica disponibles por autores.

Paso 2: Validar los datos integrados a partir de la correlación y comparación de los resultados obtenidos mediante Fluorescencia de Rayos X y el análisis por extracción secuencial;

Paso 3: Realizar 4 perfiles de granulometría considerando las observaciones de Wade (2005) en los 4 sondajes: CPQ/A, CPQ/B, CPQ/C y CPQ/D. También se consideraron los datos de granulometría obtenidos por Vallance (2019);

Paso 4: Considerando los resultados obtenidos en el paso 2, se calculó la mineralogía normativa de las 37 muestras provenientes de los sondajes estudiados por Wade et al. (2006). También, se aplicaron los cálculos para las 11 muestras subsuperficiales estudiadas por Wade (2005), Vallance (2009) y Petrolab (2019).

Paso 5: Reportar los resultados de mineralogía y geoquímica.

3.2. Muestreo

En total se consideraron, para la evaluación integral del pH, las 106 muestras analizadas por Wade (2005) (41 subsuperficiales y 65 de sondajes; Fig. 3.3 y Tabla 3.1). Para analizar la mineralogía y geoquímica, se consideraron 64 muestras de estudios previos (11 subsuperficiales y 53 de sondajes; Wade, 2005; Dold et al., 2009). La validación de datos se realizó tomando en cuenta los resultados de extracción secuencial de 16 muestras sólidas estudiadas por Dold et al. (2009).



Fig. 3.3: Ubicación de las muestras tomadas de la Relavera Quiulacocha. Los puntos en azul corresponden al estudio de Wade (2005); los de color magenta, al de Dold et al. (2009); los de color naranja, al de Vallance (2019) y el punto de color verde corresponde al de Petrolab (2019).

Tabla 3.1: Número de muestras y datos disponibles previos.

Fuente	Tipo	pH	Mineralogía y Geoquímica
Wade (2005)	Subsuperficial	41	6
	Sondaje	65	37
Dold et al. (2009)	Sondaje - Extracción Secuencial (ajuste)	-	16
Vallance (2019)	Subsuperficial	-	4
Petrolab (2019)	Subsuperficial	-	1
Total		106	64

3.3. Técnicas Analíticas

3.3.1. Caracterización Mineralógica

PETROLAB (2019) realizó un análisis de mineralogía automatizada sobre una muestra, usando un microscopio electrónico de barrido (*Scanning Electron Microscope*, SEM) acoplado con espectroscopía de rayos X por dispersión de energía (*Energy-Dispersive X-ray Spectroscopy*, EDX). Esta técnica fue aplicada en el laboratorio Petrolab Ltd, ubicado en Redruth, Reino Unido. Para la adquisición y el análisis automatizado de datos mineralógicos, se utilizó un equipo ZEISS EVO MA 25, fabricado por Carl Zeiss Microscopy Ltd. La muestra analizada, proveniente de los relaves ricos en Zn y Pb, fue recolectada en las proximidades del sondaje CPQ/C (Tabla 3.2).

Tabla 3.2: Composición mineralógica de una muestra analizada por mineralogía automatizada (PETROLAB, 2019).

Minerales (%)	Promedio	+53 μm	-53 μm
Cerusita	2.2	0.3	4.3
Plumbogummita	0.3	0.1	0.4
Esfalerita	1.1	1.3	1.0
Pirita	59	48	71
Cuarzo	36	49	21
Mica y Grupo de las arcillas	0.6	0.4	0.9
Óxidos de hierro	0.4	0.1	0.7
Sulfatos y fosfatos	0.4	0.4	0.4
Accesorios	0.1	0.1	0.2
Total	100	100	100

Vallance (2019) analizó cuatro (04) muestras mediante el método QEMSCAN en el laboratorio de la PUCP (Fig. 3.4 y 3.5; Tablas 3.3 y 3.4). Para el análisis de estas muestras, se usó el modo PMA (Análisis de Mineral Particulado). En el análisis PMA, se utiliza una malla de puntos cuadrada con el fin de generar un mapa composicional de las partículas. Este mapa permite obtener información sobre la mineralogía modal, la concentración y distribución de los elementos, así como el tamaño, la forma de las partículas, las asociaciones minerales y el grado de liberación.

Dos (02) de las muestras pertenecen a la zona de oxidación (CQ1A-0766 y CQ2A-0764), y las otras dos (02) corresponden a la zona primaria (CQ1B-0765 y CQ2B-0763).

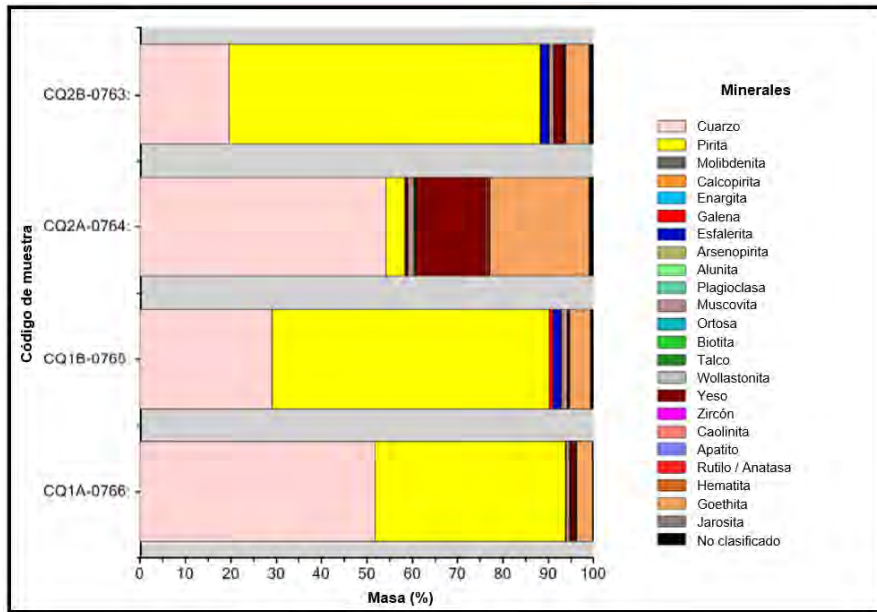


Fig. 3.4: Resultados de mineralogía obtenidos por QEMSCAN en modo PMA (traducción propia de Vallance, 2019).

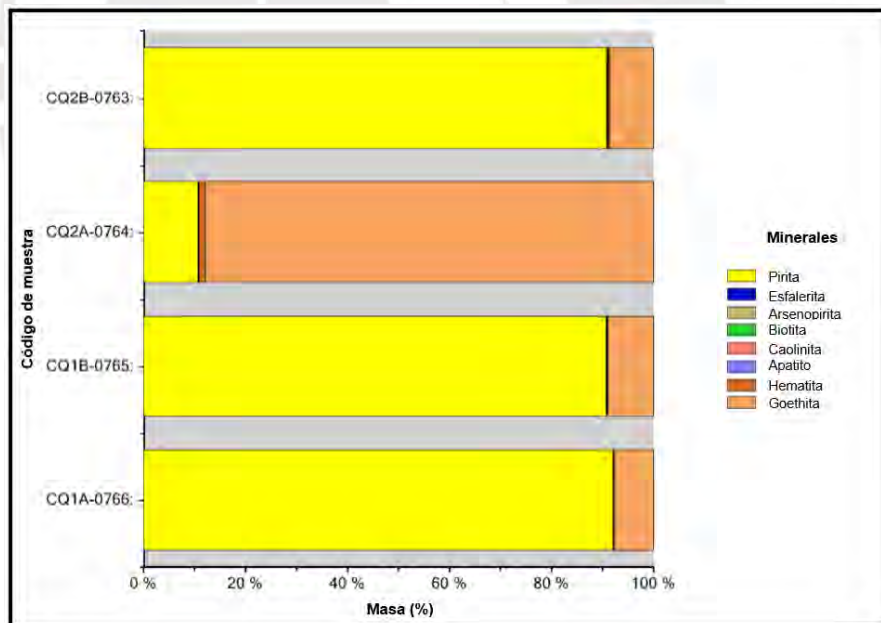


Fig. 3.5: Distribución del Fe (%) en los minerales que lo hospedan, obtenido mediante QEMSCAN en modo PMA (traducción de Vallance, 2019).

Tabla 3.3: Mineralogía modal obtenida en modo PMA (Vallance, 2019).

Minerales (%)	CQ1A-0766:	CQ1B-0765:	CQ2A-0764:	CQ2B-0763:
	Zona Oxidada	Zona no Oxidada	Zona Oxidada	Zona no Oxidada
Cuarzo	52	29	54	20
Pirita	42	61	4.1	69
Molibdenita	0	0	0	0
Calcopirita	0	0	0	0
Enargita	0	0	0	0
Galena	0.08	0.83	0.3	0.15
Esfalerita	0.05	1.8	0.21	1.6
Arsenopirita	0	0.12	0.02	0.14
Alunita	0	0.01	0.03	0.01
Plagioclasa	0.01	0	0.13	0
Muscovita	0.76	1.3	1.3	1.1
Ortosa	0.13	0.03	0.23	0.06
Biotita	0.12	0	0.21	0.01
Talco	0.01	0	0.04	0
Wollastonita	0.01	0	0	0
Yeso	0.79	0.13	15	1.9
Zircón	0.05	0	0.03	0
Caolinita	0.16	0.04	0.33	0.07
Apatito	0.02	0.05	0.03	0.2
Rutilo/Anatasa	0.12	0.21	0.35	0.17
Hematita	0.09	0.04	0.23	0.17
Goethita	3.5	4.6	22	5.2
Jarosita	0	0	0	0
No clasificado	0.2	0.61	0.94	0.89
Total	100	100	100	100

Tabla 3.4: Concentración de elementos deducidos a partir de los resultados de QEMSCAN (Vallance, 2019).

Elementos (%)	CQ1A-0766:	CQ1B-0765:	CQ2A-0764:	CQ2B-0763:
	Zona Oxidada	Zona no Oxidada	Zona Oxidada	Zona no Oxidada
Al	0.2	0.27	0.4	0.23
As	0	0.05	0.01	0.07
Ca	0.19	0.04	3.6	0.52
Cl	0	0	0	0
Cu	0.08	0.24	0.24	0.27
F	0.01	0.01	0.02	0.01
Fe	21	31	13	37
H	0.05	0.06	0.57	0.11
K	0.1	0.13	0.18	0.11
Mg	0.02	0	0.04	0
Na	0	0	0.01	0
O	30	19	48	15
p	0	0.01	0.01	0.03
Pb	0.07	0.72	0.26	0.13
s	22	32	4.4	35
Si	25	14	28	10
Ti	0.06	0.11	0.18	0.1
Zn	0.03	1.1	0.13	1.0
Zr	0.02	0	0.01	0
Total	100	99	99	99

3.3.2. Caracterización Geoquímica

Este proceso está enfocado a determinar y analizar las asociaciones elementales que están presentes en la relavera Quiulacocha.

Fluorescencia de Rayos X

Wade (2005) y Dold et al. (2009) analizaron 39 muestras tomadas de los cuatro (04) sondajes en la relavera Quiulacocha que fueron sometidas al ensayo de FRX. Se prepararon muestras representativas en perlas y pastillas para la determinación de elementos mayoritarios y minoritarios, respectivamente. Estos

análisis se llevaron a cabo en el laboratorio del Centro de Análisis Mineral (CAM) de la Universidad de Lausana.

Extracción Secuencial

Dold et al. (2009) analizaron 16 muestras que fueron sometidas a la prueba de extracción secuencial. Los lixiviados fueron analizados en el laboratorio de SGS en Toronto, Canadá. El procedimiento se desarrolló en 7 pasos (Fig. 3.6).

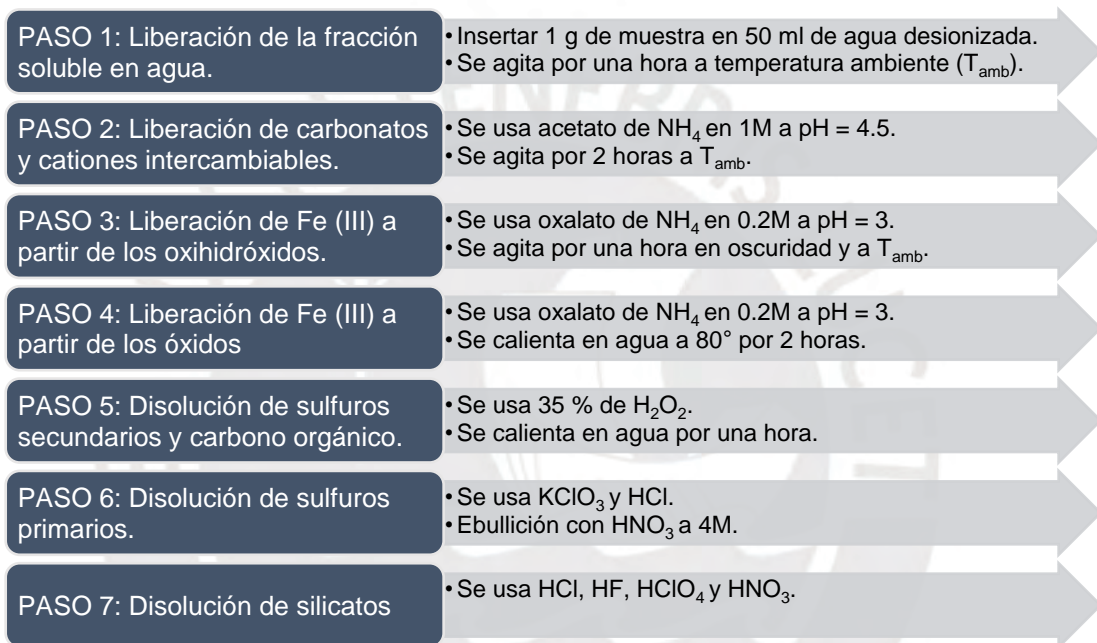


Fig. 3.6: Pasos de la extracción secuencial (Dold et al., 2003).

4. RESULTADOS

4.1. Validación de Datos

Wade (2005) analizó 39 muestras distribuidas en los sondeos CPQ/A, CPQ/B, CPQ/C y CPQ/D. Los resultados obtenidos por FRX de estas muestras reflejan una suma de óxidos de los elementos analizados cercana al 100 % en los sondeos CPQ/A y CPQ/C (Tabla 4.1) y en el rango de 70 % al 85 % en los sondeos CPQ/B y CPQ/D (Tabla 4.2). Se descartaron las muestras QUI_A_16 y QUI_C_20 por superar ampliamente el 100 %. Por lo tanto, la presente tesis comprende la evaluación de 37 muestras validadas, seleccionadas a partir de las 39 estudiadas por Wade (2005), como se muestra en la Tabla 4.3.

Tabla 4.1: Composición elemental (FRX) de las muestras de los sondajes CPQ/A y CPQ/C obtenida por Wade (2005).

Sondaje	Código de Muestra	Tipo de Relaves	Este (m)	Norte (m)	Profundidad (m)	pH	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	MnO (%)	CaO (%)	MgO (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total (%)
CPQ/A	QUI_A_01	Pb-Zn	360,450	8,817,305	0.13	-	25	0.71	0.56	0.86	0.16	0.08	0.02	23	48	1.0	0.49	0.17	0.02	100
CPQ/A	QUI_A_03	Pb-Zn	360,450	8,817,305	2.3	-	20	1.2	1.6	0.67	1.3	0.06	0.03	26	46	1.4	0.54	0.16	0.04	99
CPQ/A	QUI_A_06	Pb-Zn	360,450	8,817,305	4.2	-	17	0.6	0.8	0.3	0.55	0.01	0.01	21	53	4.2	0.61	0.14	0.04	98
CPQ/A	QUI_A_08	Pb-Zn	360,450	8,817,305	5.4	5.8	17	0.49	0.55	0.25	0.36	0.01	0.01	22	56	1.9	0.51	0.13	0.03	99
CPQ/A	QUI_A_13	Pb-Zn	360,450	8,817,305	8.9	6.2	14	0.59	2.3	0.76	9.2	0.05	0.03	21	48	2.3	0.81	0.12	0.06	99
CPQ/A	QUI_A_14	Pb-Zn	360,450	8,817,305	9.6	6.4	26	0.74	0.77	0.93	0.55	0.05	0.01	22	48	0.78	0.36	0.17	0.03	100
CPQ/A	QUI_A_16	Pb-Zn	360,450	8,817,305	11	-	25	0.61	1.9	0.17	1.1	0.04	0	33	48	7.7	0.55	0.24	0.05	118
CPQ/A	QUI_A_17	Pb-Zn	360,450	8,817,305	12	5.5	23	0.49	0.85	0.5	1.1	0.03	0.02	21	51	0.49	0.39	0.15	0.03	100
CPQ/A	QUI_A_18	Pb-Zn	360,450	8,817,305	12	-	20	0.19	0.73	0.19	0.39	0.01	0.01	24	53	0.83	0.3	0.11	0.04	100
CPQ/A	QUI_A_20	Pb-Zn	360,450	8,817,305	14	6.1	20	0.66	0.86	0.38	0.81	0.02	0.02	22	52	1.8	0.48	0.17	0.05	99
CPQ/A	QUI_A_22	Pb-Zn	360,450	8,817,305	16	5.8	25	0.84	1.5	1.1	0.82	0.06	0.03	20	47	0.82	0.32	0.12	0.06	98
CPQ/C	QUI_C_03	Pb-Zn	359,866	8,816,762	2.5	8.3	22	2.6	2.1	1.4	2.2	0.22	0.03	25	42	0.91	0.6	0.15	0.03	99
CPQ/C	QUI_C_04	Pb-Zn	359,866	8,816,762	3.5	-	21	2.9	2.5	1.5	2.8	0.2	0.04	28	39	0.85	0.47	0.13	0.03	99
CPQ/C	QUI_C_07	Pb-Zn	359,866	8,816,762	6.5	7.5	25	2.3	1.9	1.1	1.1	0.1	0.03	24	42	0.83	0.63	0.14	0.04	99
CPQ/C	QUI_C_11	Pb-Zn	359,866	8,816,762	9.5	-	30	1.2	0.94	0.78	1.0	0.06	0.02	20	44	0.8	0.39	0.2	0.05	100
CPQ/C	QUI_C_13	Pb-Zn	359,866	8,816,762	12	6.1	23	0.79	0.89	0.4	0.35	0.05	0.02	22	50	0.92	0.54	0.15	0.04	100
CPQ/C	QUI_C_17	Pb-Zn	359,866	8,816,762	15	5.4	18	1.8	1.0	0.47	1.1	0.05	0.02	23	53	1.3	0.5	0.2	0.05	101
CPQ/C	QUI_C_20	Pb-Zn	359,866	8,816,762	18	6.1	26	0.41	2.5	0.5	8.5	0.03	0.02	27	48	3.8	0.69	0.25	0.12	118
CPQ/C	QUI_C_22	Pb-Zn	359,866	8,816,762	20	6.3	26	1.8	1.4	1.1	1.3	0.11	0.05	21	46	0.61	0.6	0.17	0.06	99
CPQ/C	QUI_C_26	Pb-Zn	359,866	8,816,762	24	6.1	33	1.1	0.34	0.65	0.22	0.05	0.04	17	45	1.4	0.51	0.16	0.2	99

Nota:

De las 39 muestras analizadas por Wade (2005), se descartó las muestras QUI_A_16 y QUI_C_20 por pasar el 100% en peso de muestra. Sin embargo, se consideró la muestra QUI_C_17 debido a que no presentó problemas en los cálculos geoquímicos. Entonces, en el presente estudio, se analizó 37 muestras de las 39 estudiadas por Wade.

Leyenda

-	No se reporta.
XXX	Valor por encima del 100 % en peso de muestra.



Tabla 4.2: Composición elemental (FRX) de las muestras de los sondajes CPQ/B y CPQ/D obtenida por Wade (2005).

Sondaje	Código de Muestra	Tipo de Relaves	Este (m)	Norte (m)	Profundidad (m)	pH	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	MnO (%)	CaO (%)	MgO (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total (%)
CPQ/B	QUI_B_03	Pb-Zn	360,171	8,817,031	1.5	7.7	24	2.4	2.1	1.9	0.94	0.15	0.05	27	14	1.4	0.47	0.16	0.02	75
CPQ/B	QUI_B_04	Pb-Zn	360,171	8,817,031	2.5	8.1	25	1.8	2.7	1.4	0.9	0.14	0.03	28	13	1.1	0.39	0.16	0.02	74
CPQ/B	QUI_B_05	Pb-Zn	360,171	8,817,031	3.5	8.3	23	4.4	2.2	1.8	1.4	0.21	0.06	27	12	0.79	0.51	0.14	0.03	73
CPQ/B	QUI_B_09	Pb-Zn	360,171	8,817,031	6.5	7.9	19	1.8	1.4	0.77	0.38	0.07	0.03	29	18	0.85	0.48	0.17	0.04	71
CPQ/B	QUI_B_10	Pb-Zn	360,171	8,817,031	7.5	7.4	34	3.0	0.99	1.9	0.46	0.16	0.05	22	14	1.4	0.51	0.13	0.05	78
CPQ/B	QUI_B_11	Pb-Zn	360,171	8,817,031	8.5	7.3	33	4.1	1.1	1.6	0.93	0.19	0.08	21	13	1.2	0.82	0.16	0.06	76
CPQ/B	QUI_B_12	Pb-Zn	360,171	8,817,031	9.5	6.1	36	4.1	1.4	1.2	0.73	0.21	0.1	20	12	1.7	1.1	0.18	0.06	78
CPQ/B	QUI_B_14	Pb-Zn	360,171	8,817,031	11	5.6	32	2.0	1.2	1.5	0.85	0.15	0.08	22	14	1.2	1.1	0.16	0.11	76
CPQ/B	QUI_B_16	Pb-Zn	360,171	8,817,031	13	5.3	32	0.89	0.42	0.79	0.25	0.06	0.05	22	17	0.77	0.54	0.17	0.04	76
CPQ/B	QUI_B_21	Pb-Zn	360,171	8,817,031	18	6.7	26	2.2	2.4	2.5	2.5	0.13	0.06	22	15	2.0	0.61	0.19	0.11	76
CPQ/B	QUI_B_27	Pb-Zn	360,171	8,817,031	24	-	47	2.4	0.02	0.41	1.2	0.14	0.14	15	13	2.2	0.33	0.17	0.19	83
CPQ/B	QUI_B_28	Pb-Zn	360,171	8,817,031	25	6.3	25	1.4	0.03	0.55	1.0	0.08	0.07	23	20	2.9	0.67	0.31	0.16	75
CPQ/B	QUI_B_30	Pb-Zn	360,171	8,817,031	27	6.1	27	1.3	0.02	0.1	1.2	0.06	0.05	22	19	3.5	0.08	0.3	0.03	74
CPQ/D	QUI_D_05	Cu-As	359,504	8,816,197	3.5	5.4	28	7.0	0.67	0.9	0.36	0.62	0.15	20	12	2.0	3.0	0.33	0.15	76
CPQ/D	QUI_D_06	Cu-As	359,504	8,816,197	4.5	5.4	26	5.5	0.74	1.2	0.37	0.32	0.1	22	15	1.6	2.2	0.27	0.15	75
CPQ/D	QUI_D_07	Cu-As	359,504	8,816,197	5.5	6.1	27	5.1	0.87	1.8	0.5	0.27	0.09	22	14	1.6	1.5	0.15	0.1	75
CPQ/D	QUI_D_08	Cu-As	359,504	8,816,197	6.5	5.8	25	4.9	1.8	1.8	0.62	0.26	0.1	23	13	1.4	1.5	0.26	0.16	74
CPQ/D	QUI_D_10	Cu-As	359,504	8,816,197	8.5	4.8	31	4.8	0.79	1.8	0.62	0.35	0.13	18	14	1.7	1.9	0.19	0.14	75
CPQ/D	QUI_D_11	Cu-As	359,504	8,816,197	9.5	3.7	44	3.2	0	0.07	0	0.08	0.08	15	14	0.17	0.46	0.16	0.58	78

Leyenda

-	No se reporta.
XXX	Valores en el rango de 70 a 85 % en peso de muestra.

Tabla 4.3: Composición elemental de las 37 muestras (sondajes CPQ/A, CPQ/B, CPQ/C y CPQ/D) analizadas por FRX por Wade (2005).

Sondaje	Código de Muestra	Tipo de Relaves	Profundidad (m)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	MnO (%)	CaO (%)	MgO (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total (%)	Fe/S
CPQ/A	QUI_A_01	Pb-Zn	0.13	25	0.71	0.56	0.86	0.16	0.08	0.02	23	48	1.0	0.49	0.17	0.02	100	0.47
CPQ/A	QUI_A_03	Pb-Zn	2.3	20	1.2	1.6	0.67	1.3	0.06	0.03	26	46	1.4	0.54	0.16	0.04	99	0.57
CPQ/A	QUI_A_06	Pb-Zn	4.2	17	0.6	0.8	0.3	0.55	0.01	0.01	21	53	4.2	0.61	0.14	0.04	98	0.41
CPQ/A	QUI_A_08	Pb-Zn	5.4	17	0.49	0.55	0.25	0.36	0.01	0.01	22	56	1.9	0.51	0.13	0.03	99	0.4
CPQ/A	QUI_A_13	Pb-Zn	8.9	14	0.59	2.3	0.76	9.2	0.05	0.03	21	48	2.3	0.81	0.12	0.06	99	0.43
CPQ/A	QUI_A_14	Pb-Zn	9.6	26	0.74	0.77	0.93	0.55	0.05	0.01	22	48	0.78	0.36	0.17	0.03	100	0.45
CPQ/A	QUI_A_17	Pb-Zn	12	23	0.49	0.85	0.5	1.1	0.03	0.02	21	51	0.49	0.39	0.15	0.03	100	0.42
CPQ/A	QUI_A_18	Pb-Zn	12	20	0.19	0.73	0.19	0.39	0.01	0.01	24	53	0.83	0.3	0.11	0.04	100	0.45
CPQ/A	QUI_A_20	Pb-Zn	14	20	0.66	0.86	0.38	0.81	0.02	0.02	22	52	1.8	0.48	0.17	0.05	99	0.43
CPQ/A	QUI_A_22	Pb-Zn	16	25	0.84	1.5	1.1	0.82	0.06	0.03	20	47	0.82	0.32	0.12	0.06	98	0.42
CPQ/B	QUI_B_03	Pb-Zn	1.5	24	2.4	2.1	1.9	0.94	0.15	0.05	27	14	1.4	0.47	0.16	0.02	75	1.9
CPQ/B	QUI_B_04	Pb-Zn	2.5	25	1.8	2.7	1.4	0.9	0.14	0.03	28	13	1.1	0.39	0.16	0.02	74	2.2
CPQ/B	QUI_B_05	Pb-Zn	3.5	23	4.4	2.2	1.8	1.4	0.21	0.06	27	12	0.79	0.51	0.14	0.03	73	2.2
CPQ/B	QUI_B_09	Pb-Zn	6.5	19	1.8	1.4	0.77	0.38	0.07	0.03	29	18	0.85	0.48	0.17	0.04	71	1.6
CPQ/B	QUI_B_10	Pb-Zn	7.5	34	3.0	0.99	1.9	0.46	0.16	0.05	22	14	1.4	0.51	0.13	0.05	78	1.6
CPQ/B	QUI_B_11	Pb-Zn	8.5	33	4.1	1.1	1.6	0.93	0.19	0.08	21	13	1.2	0.82	0.16	0.06	76	1.6
CPQ/B	QUI_B_12	Pb-Zn	9.5	36	4.1	1.4	1.2	0.73	0.21	0.1	20	12	1.7	1.1	0.18	0.06	78	1.6
CPQ/B	QUI_B_14	Pb-Zn	11	32	2.0	1.2	1.5	0.85	0.15	0.08	22	14	1.2	1.1	0.16	0.11	76	1.6
CPQ/B	QUI_B_16	Pb-Zn	13	32	0.89	0.42	0.79	0.25	0.06	0.05	22	17	0.77	0.54	0.17	0.04	76	1.3
CPQ/B	QUI_B_21	Pb-Zn	18	26	2.2	2.4	2.5	2.5	0.13	0.06	22	15	2.0	0.61	0.19	0.11	76	1.5
CPQ/B	QUI_B_27	Pb-Zn	24	47	2.4	0.02	0.41	1.2	0.14	0.14	15	13	2.2	0.33	0.17	0.19	83	1.1
CPQ/B	QUI_B_28	Pb-Zn	25	25	1.4	0.03	0.55	1.0	0.08	0.07	23	20	2.9	0.67	0.31	0.16	75	1.1
CPQ/B	QUI_B_30	Pb-Zn	27	27	1.3	0.02	0.1	1.2	0.06	0.05	22	19	3.5	0.08	0.3	0.03	74	1.2
CPQ/C	QUI_C_03	Pb-Zn	2.5	22	2.6	2.1	1.4	2.2	0.22	0.03	25	42	0.91	0.6	0.15	0.03	99	0.6
CPQ/C	QUI_C_04	Pb-Zn	3.5	21	2.9	2.5	1.5	2.8	0.2	0.04	28	39	0.85	0.47	0.13	0.03	99	0.73
CPQ/C	QUI_C_07	Pb-Zn	6.5	25	2.3	1.9	1.1	1.1	0.1	0.03	24	42	0.83	0.63	0.14	0.04	99	0.59
CPQ/C	QUI_C_11	Pb-Zn	9.5	30	1.2	0.94	0.78	1.0	0.06	0.02	20	44	0.8	0.39	0.2	0.05	100	0.47
CPQ/C	QUI_C_13	Pb-Zn	12	23	0.79	0.89	0.4	0.35	0.05	0.02	22	50	0.92	0.54	0.15	0.04	100	0.45
CPQ/C	QUI_C_17	Pb-Zn	15	18	1.8	1.0	0.47	1.1	0.05	0.02	23	53	1.3	0.5	0.2	0.05	101	0.43
CPQ/C	QUI_C_22	Pb-Zn	20	26	1.8	1.4	1.1	1.3	0.11	0.05	21	46	0.61	0.6	0.17	0.06	99	0.45
CPQ/C	QUI_C_26	Pb-Zn	24	33	1.1	0.34	0.65	0.22	0.05	0.04	17	45	1.4	0.51	0.16	0.2	99	0.38
CPQ/D	QUI_D_05	Cu-As	3.5	28	7.0	0.67	0.9	0.36	0.62	0.15	20	12	2.0	3.0	0.33	0.15	76	1.6
CPQ/D	QUI_D_06	Cu-As	4.5	26	5.5	0.74	1.2	0.37	0.32	0.1	22	15	1.6	2.2	0.27	0.15	75	1.5
CPQ/D	QUI_D_07	Cu-As	5.5	27	5.1	0.87	1.8	0.5	0.27	0.09	22	14	1.6	1.5	0.15	0.1	75	1.6
CPQ/D	QUI_D_08	Cu-As	6.5	25	4.9	1.8	1.8	0.62	0.26	0.1	23	13	1.4	1.5	0.26	0.16	74	1.8
CPQ/D	QUI_D_10	Cu-As	8.5	31	4.8	0.79	1.8	0.62	0.35	0.13	18	14	1.7	1.9	0.19	0.14	75	1.3
CPQ/D	QUI_D_11	Cu-As	9.5	44	3.2	0	0.07	0	0.08	0.08	15	14	0.17	0.46	0.16	0.58	78	1.1
Promedio				26	2.2	1.1	1.0	1.1	0.13	0.052	22	31	1.4	0.74	0.18	0.084	87	1.0

Considerando los resultados de las 37 muestras restantes analizadas por FRX, la correlación de Fe y S es muy baja ($r=0.05$, Fig. 4.1). Para medir concentraciones de elementos ligeros como el azufre, la FRX es menos confiable en muestras de matrices heterogéneas como los relaves de Quiulacocha (Potts y Webb, 1992). Sin embargo, la técnica de extracción secuencial es más confiable para este tipo de muestras, porque permite cuantificar la especiación del azufre con más precisión, discriminando entre sulfuros y sulfatos.

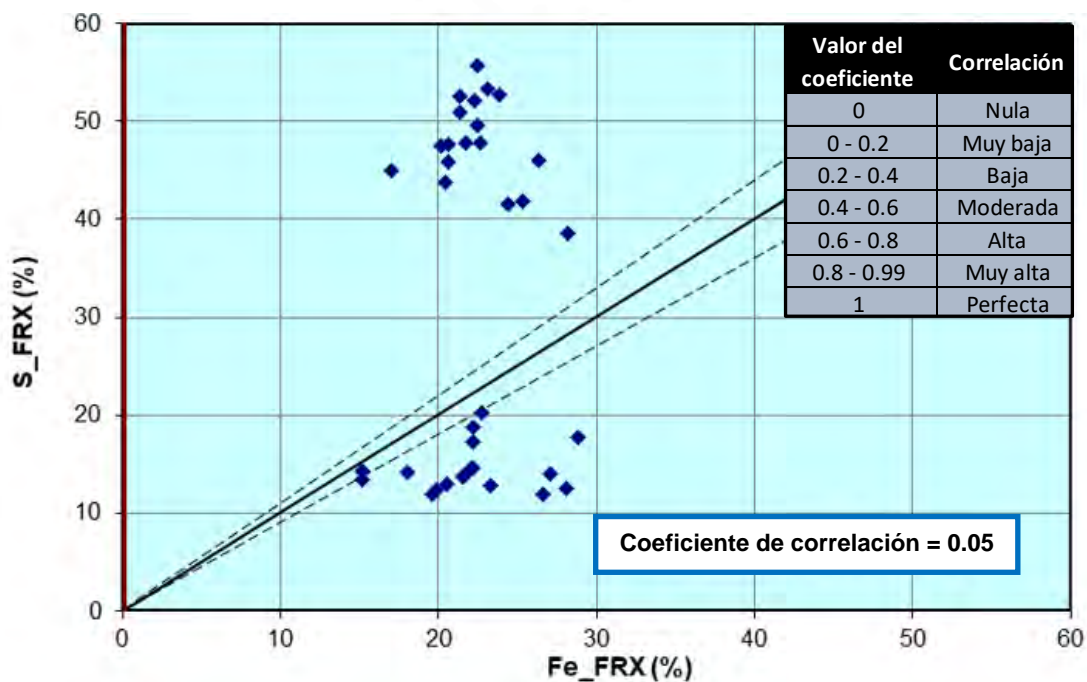


Fig. 4.1: Correlación de Fe y S de las 37 muestras analizadas por FRX.

Considerando los resultados de las 16 muestras analizadas por extracción secuencial, los resultados obtenidos por FRX tienen un error promedio para el Fe, S, Zn, Pb, As y Cu de 31 %, 59 %, 23 %, 17 %, 33 % y 23 %, respectivamente (Tabla 4.4). Esto indica la necesidad de realizar los ajustes correspondientes a los datos obtenidos por FRX principalmente para el Fe y el S. Por lo tanto, se compararon los resultados de ocho muestras analizadas por extracción secuencial y FRX de los sondajes CPQ/A y CPQ/C (composición casi al 100 % en FRX, suma de óxidos), considerando un análisis estadístico detallado (Tablas 4.5 y 4.6, Fig. 4.2 y 4.3) con el objetivo de ajustar la composición de hierro y azufre en todos los sondajes.

A continuación, se presenta la fórmula usada para calcular el error elemental.

$$\text{Error (\%)} = \frac{\text{Abs (E.S (\%)) - FRX (\%)}}{\text{E.S (\%)}} * 100 \%$$

Donde,

Abs = Valor absoluto

E.S = Resultado de extracción secuencial en %

FRX = Resultado de Fluorescencia de Rayos X en %

Tabla 4.4: Error promedio de los análisis químicos elementales obtenidos por FRX antes de los ajustes.

Relación de concentraciones: Extracción Secuencial / FRX y Error asociado (Antes del ajuste)											
Muestreo	Código de muestra	Fe / Fe	S / S	Fe / Fe (Media)	S / S (Media)	Error - Fe (%)	Error - S (%)	Error - Zn (%)	Error - Pb (%)	Error - As (%)	Error - Cu (%)
CPQ/A	QUI_A_01	1.2	0.55	1.4	0.56	16	83	20	26	30	16
CPQ/A	QUI_A_06	1.4	0.56			31	80	15	25	40	16
CPQ/A	QUI_A_17	1.6	0.6			38	67	61	2.8	34	48
CPQ/A	QUI_A_18	1.5	0.54			32	86	2.2	30	44	40
CPQ/A	QUI_A_22	1.4	0.56			30	77	30	24	40	29
CPQ/B	QUI_B_03	1.3	1.8	1.5	1.8	23	46	28	1.3	20	8.3
CPQ/B	QUI_B_12	1.4	1.8			26	46	3.1	6.0	29	17
CPQ/B	QUI_B_14	1.4	1.8			28	44	19	10	28	14
CPQ/B	QUI_B_28	1.7	1.6			42	37	30	1.1	26	20
CPQ/B	QUI_B_30	1.7	1.7			41	42	3.8	93	31	37
CPQ/C	QUI_C_03	1.2	0.56	1.5	0.59	16	78	14	7.4	27	4.8
CPQ/C	QUI_C_13	1.6	0.58			37	73	36	11	51	46
CPQ/C	QUI_C_26	1.7	0.64			40	57	33	24	40	30
CPQ/D	QUI_D_06	1.2	1.5	1.5	1.7	16	34	23	1.3	24	17
CPQ/D	QUI_D_07	1.3	1.8			24	43	27	6.9	34	8.4
CPQ/D	QUI_D_11	2.0	2.0			50	49	18	4.9	32	20
Promedio						31	59	23	17	33	23

Tabla 4.5: Composición elemental de las muestras por extracción secuencial (basado en los datos de Dold et al., 2009).

Muestras - Extracción Secuencial											
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Sondaje	Tipo de relaves	Fe/S	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total
Sondaje	0.5	CPQ/A	Pb-Zn	1.0	27	26	1.3	0.39	0.24	0.024	55
Sondaje	4.2	CPQ/A	Pb-Zn	1.1	31	29	4.9	0.81	0.23	0.048	66
Sondaje	11	CPQ/A	Pb-Zn	1.1	34	31	1.3	0.38	0.23	0.058	67
Sondaje	12	CPQ/A	Pb-Zn	1.2	35	28	0.85	0.43	0.2	0.067	65
Sondaje	16	CPQ/A	Pb-Zn	1.1	29	27	1.2	0.42	0.2	0.084	58
Sondaje	1.5	CPQ/B	Pb-Zn	1.4	35	26	1.1	0.46	0.2	0.022	63
Sondaje	9.5	CPQ/B	Pb-Zn	1.2	27	22	1.7	1.2	0.26	0.072	52
Sondaje	11	CPQ/B	Pb-Zn	1.2	30	25	1.4	1.2	0.22	0.13	58
Sondaje	25	CPQ/B	Pb-Zn	1.2	39	32	2.2	0.66	0.42	0.2	74
Sondaje	27	CPQ/B	Pb-Zn	1.2	38	32	3.7	1.1	0.43	0.047	75
Sondaje	2.5	CPQ/C	Pb-Zn	1.3	30	24	1.1	0.65	0.21	0.032	56
Sondaje	12	CPQ/C	Pb-Zn	1.2	36	29	1.4	0.61	0.31	0.074	66
Sondaje	24	CPQ/C	Pb-Zn	0.99	28	29	2.1	0.67	0.27	0.29	60
Sondaje	4.5	CPQ/D	Frontera	1.2	26	22	2.1	2.2	0.36	0.18	53
Sondaje	5.5	CPQ/D	Frontera	1.2	28	24	2.2	1.7	0.23	0.11	57
Sondaje	9.5	CPQ/D	Frontera	1.1	30	28	0.21	0.48	0.23	0.72	59
			Promedio	1.2	31	27					
			Varianza	0.010							

Tabla 4.6: Composición elemental de las muestras – FRX (basado en los datos de Wade, 2005).

Muestras - FRX - Antes de ajuste												
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Código de muestra	Sondaje	Tipo de relaves	Fe/S	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total
Sondaje	0.13	QUI_A_01	CPQ/A	Pb-Zn	0.47	23	48	1.0	0.49	0.17	0.02	72
Sondaje	4.2	QUI_A_06	CPQ/A	Pb-Zn	0.41	21	53	4.2	0.61	0.14	0.04	79
Sondaje	12	QUI_A_17	CPQ/A	Pb-Zn	0.42	21	51	0.49	0.39	0.15	0.03	73
Sondaje	12	QUI_A_18	CPQ/A	Pb-Zn	0.45	24	53	0.83	0.3	0.11	0.04	78
Sondaje	16	QUI_A_22	CPQ/A	Pb-Zn	0.42	20	47	0.82	0.32	0.12	0.06	69
Sondaje	1.5	QUI_B_03	CPQ/B	Pb-Zn	1.9	27	14	1.4	0.47	0.16	0.02	43
Sondaje	9.5	QUI_B_12	CPQ/B	Pb-Zn	1.6	20	12	1.7	1.1	0.18	0.06	35
Sondaje	11	QUI_B_14	CPQ/B	Pb-Zn	1.6	22	14	1.2	1.1	0.16	0.11	38
Sondaje	25	QUI_B_28	CPQ/B	Pb-Zn	1.1	23	20	2.9	0.67	0.31	0.16	47
Sondaje	27	QUI_B_30	CPQ/B	Pb-Zn	1.2	22	19	3.5	0.08	0.3	0.03	45
Sondaje	2.5	QUI_C_03	CPQ/C	Pb-Zn	0.6	25	42	0.91	0.6	0.15	0.03	69
Sondaje	12	QUI_C_13	CPQ/C	Pb-Zn	0.45	22	50	0.92	0.54	0.15	0.04	74
Sondaje	24	QUI_C_26	CPQ/C	Pb-Zn	0.38	17	45	1.4	0.51	0.16	0.2	64
Sondaje	4.5	QUI_D_06	CPQ/D	Frontera	1.5	22	15	1.6	2.2	0.27	0.15	41
Sondaje	5.5	QUI_D_07	CPQ/D	Frontera	1.6	22	14	1.6	1.5	0.15	0.1	39
Sondaje	9.5	QUI_D_11	CPQ/D	Frontera	1.1	15	14	0.17	0.46	0.16	0.58	31
			Promedio		0.95	21.65	31.85					
			Varianza		0.31							

Nota:

Los cuadros en azul de las Tablas 4.5 y 4.6 encierran las muestras que se analizaron con mayor detalle. Los cuadros en rojo indican los resultados de S que comparados con los resultados de los sondajes CPQ/A y CPQ/C son muy bajos. Esto causaría un valor de varianza significativamente mayor en los resultados de FRX que en los de extracción secuencial.

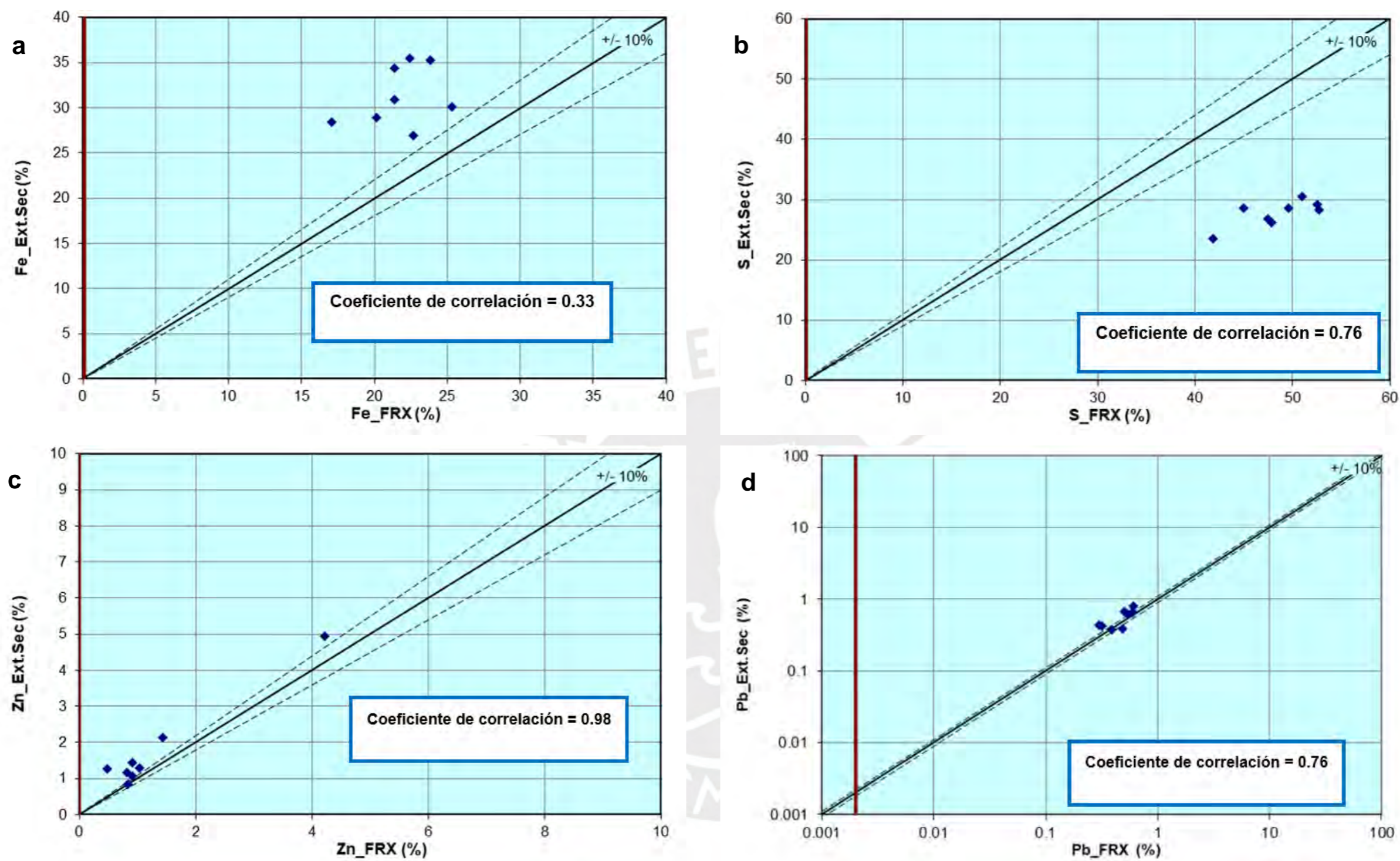


Fig. 4.2: a, b, c y d: Correlación de Fe, S, Zn y Pb entre FRX y extracción secuencial, respectivamente.

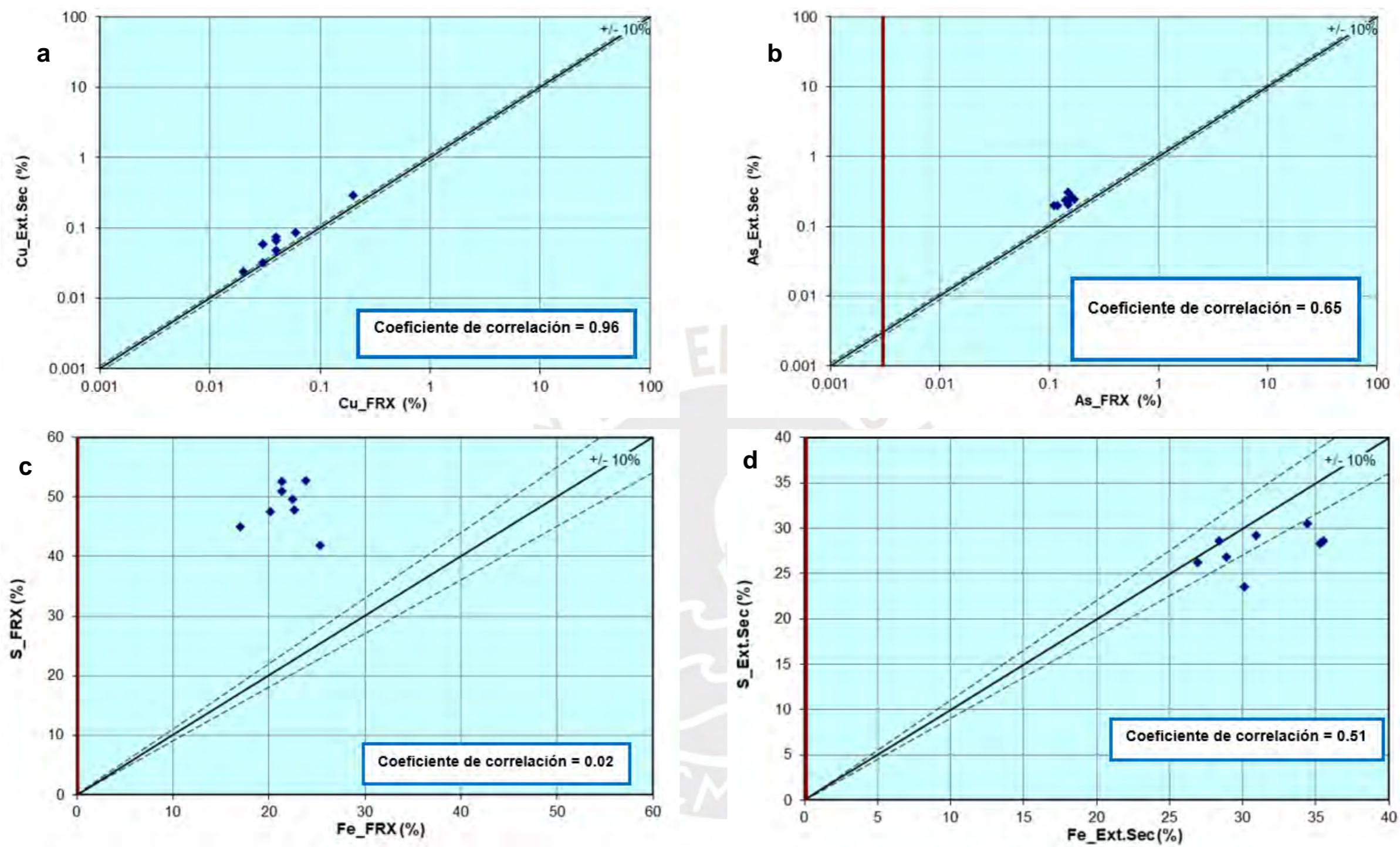


Fig. 4.3: a y b: Correlación de Cu y As entre FRX y extracción secuencial; c y d: Correlación entre Fe y S en las dos (02) pruebas.

La correlación de Fe, entre FRX y extracción secuencial, es baja (Fig. 4.2a). Sin embargo, se obtuvo una correlación alta o muy alta para el S, Zn, Pb, Cu y As (Fig. 4.2b, 4.2c, 4.2d, 4.3a y 4.3b). También, el Fe y S de FRX tiene una correlación muy baja ($r=0.02$). Por otro lado, la correlación entre el Fe y S de extracción secuencial es moderada ($r=0.51$). Por lo tanto, se aplicaron tres tipos de ajustes a los datos obtenidos por FRX previo a los cálculos de mineralogía normativa (Tabla 4.7).

Consideraciones de los ajustes

- + Puesto a que el coeficiente de correlación de Pearson indica la relación entre dos variables, se tomó en cuenta este coeficiente como un indicador de ajuste. Según los resultados de las 8 muestras comparadas, los coeficientes de correlación de Fe/S obtenidos son 0.02 y 0.51 para FRX y extracción secuencial, respectivamente (Fig. 4.3c y 4.3d). Además, el coeficiente de correlación para las 16 muestras de extracción secuencial es alto ($r=0.77$, Fig. 4.4). Consecuentemente, se consideraron estos coeficientes como uno de los valores limitantes para el ajuste.

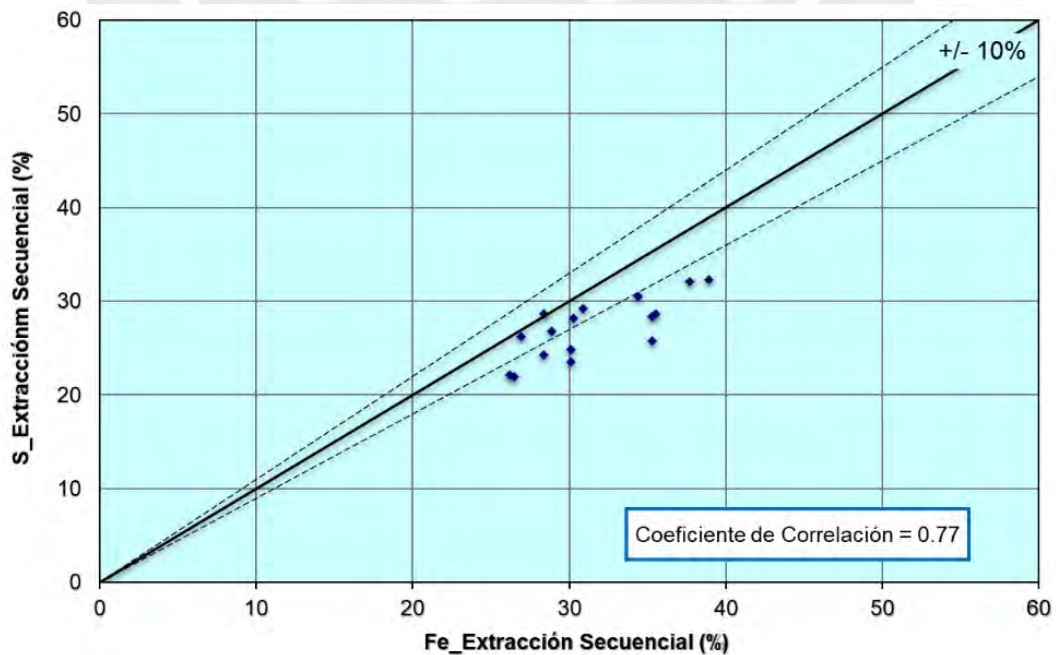


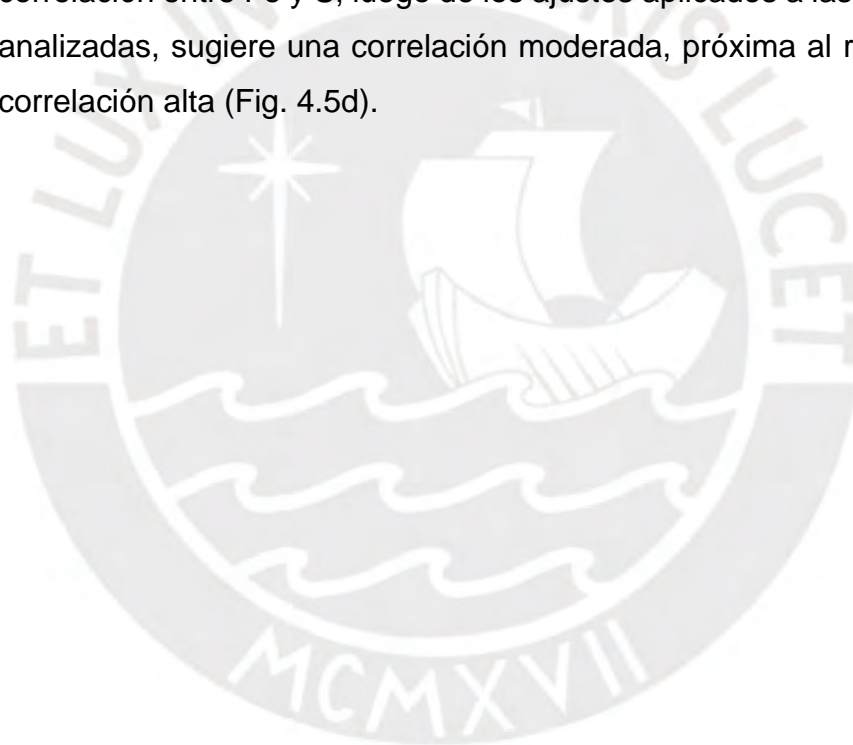
Fig. 4.4: Correlación entre Fe y S de extracción secuencial para las 16 muestras.

Además, se definió una zona de confianza cuyos límites van de acuerdo al rango de valores de Fe y S (en % en peso) obtenidos por Dold et al. (2009), 16 muestras analizadas por extracción secuencial; y 4 muestras analizadas por QEMSCAN (Vallance, 2019). El rango se encuentra entre 20 % y 40 % tanto para el Fe como para el S (Fig. 4.5).

Considerando las 37 muestras analizadas por FRX, el coeficiente de correlación inicial es igual a 0.05 (positivo) y la relación promedio inicial de Fe/S es 1.03 (Fig. 4.5a). De esta manera, se aplicaron tres ajustes que permitieron validar los valores de FRX hacia la zona de confianza, considerando las limitantes mencionadas.

- ✚ El primer ajuste (A1) se justifica en dos aspectos. Por un lado, se identificó S deficiente en los sondajes CPQ/B y CPQ/D; entonces, se usó un factor de multiplicación igual a 1.8. Por otro lado, también se identificaron muestras con Fe deficiente, principalmente en las muestras más profundas de los sondajes mencionados. En este caso, se consideraron los siguientes factores: 1.3 para CPQ/B y 1.6 para CPQ/D. Con este ajuste, el coeficiente de correlación pasó a ser igual a 0.05 (negativo), y la relación Fe/S bajó a 0.69. (Fig. 4.5b).
- ✚ El segundo ajuste (A2) está relacionado a la cantidad de muestra analizada del total de muestra en los sondajes CPQ/B y CPQ/D. Para estos sondajes, las composiciones de las muestras representan un rango de 71 % a 83 % en peso del total de muestra analizada. Entonces, se aplicaron los siguientes factores: para el sondaje CPQ/B, un factor de 1.3 multiplicado por la cantidad de Fe y otro factor de 1.2 multiplicado por la cantidad de S; y para el sondaje CPQ/D, un factor de 1.3 multiplicado por la cantidad de S. Con este ajuste, el coeficiente de correlación aumentó a 0.52 y la relación Fe/S se mantuvo en 0.70 (Fig. 4.5c).
- ✚ Finalmente, el tercer ajuste (A3) está relacionado la relación Fe/S en los sondajes CPQ/A y CPQ/C. Se sabe que el principal mineral portador de Fe en este sistema es la pirita; entonces, la relación Fe/S debería estar cercana a 0.9. Sin embargo, los datos de FRX reporta valores que se encuentran entre 0.38 y 0.73. Entonces, se aplicaron los siguientes

ajustes: para el sondaje CPQ/A, un factor de 1.6 multiplicado por la cantidad de Fe; y para el sondaje CPQ/C, un factor de 1.6 multiplicado por la cantidad de Fe, aunque se consideró un factor igual a 1.2 para las tres primeras muestras. Esto debido a que las relaciones Fe/S de estas muestras eran las más cercanas a 0.9. Con este ajuste, el coeficiente de correlación es igual a 0.58 con pendiente positiva y la relación promedio de Fe/S es igual 0.93. Según los criterios considerados, una correlación es clasificada como moderada cuando el coeficiente oscila entre 0.4 y 0.6, y alta entre 0.6 y 0.8. Por lo tanto, el valor de 0.58 obtenido para la correlación entre Fe y S, luego de los ajustes aplicados a las 37 muestras analizadas, sugiere una correlación moderada, próxima al rango de una correlación alta (Fig. 4.5d).



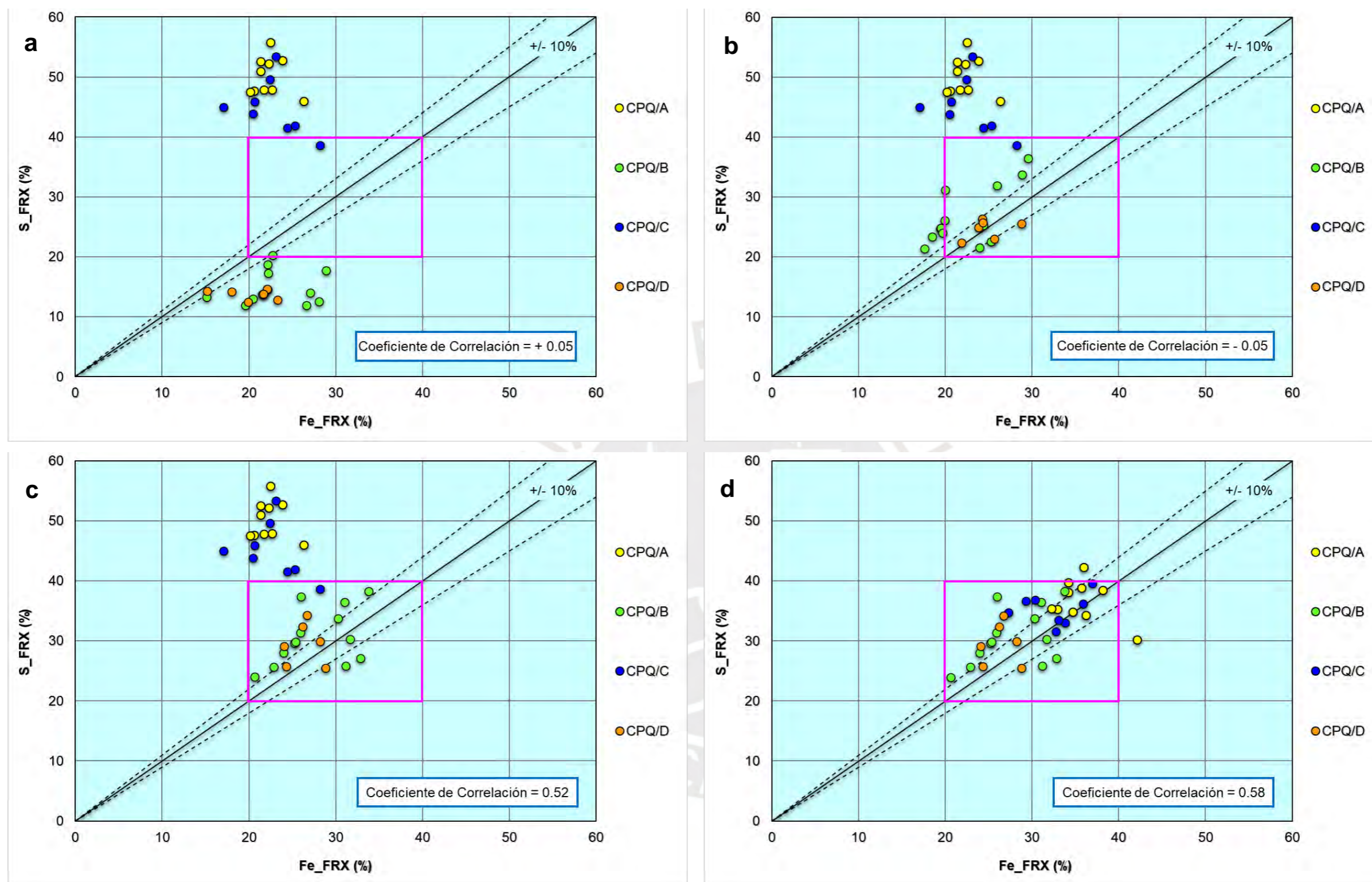


Fig. 4.5: Condición previa a los ajustes y después de los ajustes. El cuadro violeta representa la zona de confianza. a: Condición previa a los ajustes. b: Condición después del ajuste A1. c: Condición después del ajuste A2. d: Condición después del ajuste A3.

De esta manera, se obtuvieron los resultados finales de composición elemental por FRX mostrados en la Tabla 4.8. Comparando estos resultados con los de extracción secuencial se tendría un error promedio de 11 % para el Fe y 27 % para el S (Tabla 4.9). La relavera Quiulacocha tendría por lo tanto, aproximadamente 59 % de pirita con un error promedio de 19 %.

Tabla 4.7: Ajustes aplicados para realizar la validación de los datos.

Justificación	Tipo de Ajuste	Sondaje	Muestras	Factor de Ajuste	Fe	S
Ajuste de S deficiente en CPQ/B y CPQ/D	A1	CPQ/B	Todo	$S * 1.8$	-	1.8
		CPQ/D	Todo	$S * 1.8$	-	1.8
CPQ/B		Resto		$Fe * 0.9$	0.9	-
CPQ/B		QUI_B_27 QUI_B_28 QUI_B_30		$Fe * 1.3$	1.3	-
CPQ/D		Resto		$Fe * 1.1$	1.1	-
CPQ/D		QUI_D_10 QUI_D_11		$Fe * 1.6$	1.6	-
Ajuste de Fe y S para aproximar al 100% del peso en muestra para CPQ/B y CPQ/D	A2	CPQ/B	Resto	$Fe * 1.3/S * 1.2$	1.3	1.2
		CPQ/B	QUI_B_27 QUI_B_28 QUI_B_30	$Fe * 1.05/S * 1$	1.05	1
		CPQ/D	Resto	$Fe * 1.1/S * 1.3$	1.1	1.3
		CPQ/D	QUI_D_10 QUI_D_11	$Fe * 1/S * 1.1$	1	1
Ajuste de Fe/S para CPQ/A y CPQ/C	A3	CPQ/A	Todo	$Fe * 1.6 / S \text{ Balance}$	1.6	-
		CPQ/C	QUI_C_03 QUI_C_04 QUI_C_07	$Fe * 1.2/ S \text{ Balance}$	1.2	-
		CPQ/C	Resto	$Fe * 1.6 / S \text{ Balance}$	1.6	-

Tabla 4.8: Composición química elemental (FRX) de las 37 muestras después de aplicar los 3 tipos de ajuste.

Tipo de muestra	Profundidad (m)	Sondaje	Código de muestra	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	MnO (%)	CaO (%)	MgO (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total (%)	Fe/S
Sondaje	0.13	CPQ/A	QUI_A_01	25	0.71	0.56	0.86	0.16	0.08	0.02	36	34	1.0	0.49	0.17	0.02	100	1.1
Sondaje	2.25	CPQ/A	QUI_A_03	20	1.2	1.6	0.67	1.3	0.06	0.03	42	30	1.4	0.54	0.16	0.04	99	1.4
Sondaje	4.20	CPQ/A	QUI_A_06	17	0.6	0.8	0.3	0.55	0.01	0.01	34	40	4.2	0.61	0.14	0.04	98	0.86
Sondaje	5.40	CPQ/A	QUI_A_08	17	0.49	0.55	0.25	0.36	0.01	0.01	36	42	1.9	0.51	0.13	0.03	99	0.85
Sondaje	8.90	CPQ/A	QUI_A_13	14	0.59	2.3	0.76	9.2	0.05	0.03	33	35	2.3	0.81	0.12	0.06	99	0.93
Sondaje	9.60	CPQ/A	QUI_A_14	26	0.74	0.77	0.93	0.55	0.05	0.01	35	35	0.78	0.36	0.17	0.03	100	1.0
Sondaje	11.70	CPQ/A	QUI_A_17	23	0.49	0.85	0.5	1.1	0.03	0.02	34	38	0.49	0.39	0.15	0.03	100	0.9
Sondaje	12.40	CPQ/A	QUI_A_18	20	0.19	0.73	0.19	0.39	0.01	0.01	38	38	0.83	0.3	0.11	0.04	100	0.99
Sondaje	13.90	CPQ/A	QUI_A_20	20	0.66	0.86	0.38	0.81	0.02	0.02	36	39	1.8	0.48	0.17	0.05	99	0.92
Sondaje	15.70	CPQ/A	QUI_A_22	25	0.84	1.5	1.1	0.82	0.06	0.03	32	35	0.82	0.32	0.12	0.06	98	0.91
Sondaje	1.50	CPQ/B	QUI_B_03	24	2.4	2.1	1.9	0.94	0.15	0.05	32	30	1.4	0.47	0.16	0.02	96	1.0
Sondaje	2.50	CPQ/B	QUI_B_04	25	1.8	2.7	1.4	0.9	0.14	0.03	33	27	1.1	0.39	0.16	0.02	93	1.2
Sondaje	3.50	CPQ/B	QUI_B_05	23	4.4	2.2	1.8	1.4	0.21	0.06	31	26	0.79	0.51	0.14	0.03	92	1.2
Sondaje	6.50	CPQ/B	QUI_B_09	19	1.8	1.4	0.77	0.38	0.07	0.03	34	38	0.85	0.48	0.17	0.04	97	0.88
Sondaje	7.50	CPQ/B	QUI_B_10	34	3.0	0.99	1.9	0.46	0.16	0.05	25	30	1.4	0.51	0.13	0.05	98	0.85
Sondaje	8.50	CPQ/B	QUI_B_11	33	4.1	1.1	1.6	0.93	0.19	0.08	24	28	1.2	0.82	0.16	0.06	95	0.86
Sondaje	9.50	CPQ/B	QUI_B_12	36	4.1	1.4	1.2	0.73	0.21	0.1	23	26	1.7	1.1	0.18	0.06	95	0.89
Sondaje	11.00	CPQ/B	QUI_B_14	32	2.0	1.2	1.5	0.85	0.15	0.08	25	30	1.2	1.1	0.16	0.11	96	0.85
Sondaje	13.00	CPQ/B	QUI_B_16	32	0.89	0.42	0.79	0.25	0.06	0.05	26	37	0.77	0.54	0.17	0.04	100	0.7
Sondaje	17.00	CPQ/B	QUI_B_21	26	2.2	2.4	2.5	2.5	0.13	0.06	26	31	2.0	0.61	0.19	0.11	96	0.83
Sondaje	23.70	CPQ/B	QUI_B_27	47	2.4	0.02	0.41	1.2	0.14	0.14	21	24	2.2	0.33	0.17	0.19	99	0.86
Sondaje	24.70	CPQ/B	QUI_B_28	25	1.4	0.03	0.55	1.0	0.08	0.07	31	36	2.9	0.67	0.31	0.16	100	0.85
Sondaje	26.70	CPQ/B	QUI_B_30	27	1.3	0.02	0.1	1.2	0.06	0.05	30	34	3.5	0.08	0.3	0.03	97	0.9
Sondaje	2.50	CPQ/C	QUI_C_03	22	2.6	2.1	1.4	2.2	0.22	0.03	30	37	0.91	0.6	0.15	0.03	99	0.83
Sondaje	3.50	CPQ/C	QUI_C_04	21	2.9	2.5	1.5	2.8	0.2	0.04	34	33	0.85	0.47	0.13	0.03	99	1.0
Sondaje	6.50	CPQ/C	QUI_C_07	25	2.3	1.9	1.1	1.1	0.1	0.03	29	37	0.83	0.63	0.14	0.04	99	0.8
Sondaje	9.50	CPQ/C	QUI_C_11	30	1.2	0.94	0.78	1.0	0.06	0.02	33	32	0.8	0.39	0.2	0.05	100	1.0
Sondaje	11.50	CPQ/C	QUI_C_13	23	0.79	0.89	0.4	0.35	0.05	0.02	36	36	0.92	0.54	0.15	0.04	100	0.99
Sondaje	15.00	CPQ/C	QUI_C_17	18	1.8	1.0	0.47	1.1	0.05	0.02	37	40	1.3	0.5	0.2	0.05	101	0.93
Sondaje	20.00	CPQ/C	QUI_C_22	26	1.8	1.4	1.1	1.3	0.11	0.05	33	33	0.61	0.6	0.17	0.06	99	0.99
Sondaje	24.00	CPQ/C	QUI_C_26	33	1.1	0.34	0.65	0.22	0.05	0.04	27	35	1.4	0.51	0.16	0.2	99	0.79
Sondaje	3.50	CPQ/D	QUI_D_05	28	7.0	0.67	0.9	0.36	0.62	0.15	24	29	2.0	3.0	0.33	0.15	97	0.83
Sondaje	4.50	CPQ/D	QUI_D_06	26	5.5	0.74	1.2	0.37	0.32	0.1	27	34	1.6	2.2	0.27	0.15	99	0.78
Sondaje	5.50	CPQ/D	QUI_D_07	27	5.1	0.87	1.8	0.5	0.27	0.09	26	32	1.6	1.5	0.15	0.1	98	0.81
Sondaje	6.50	CPQ/D	QUI_D_08	25	4.9	1.8	1.8	0.62	0.26	0.1	28	30	1.4	1.5	0.26	0.16	96	0.94
Sondaje	8.50	CPQ/D	QUI_D_10	31	4.8	0.79	1.8	0.62	0.35	0.13	29	26	1.7	1.9	0.19	0.14	97	1.1
Sondaje	9.50	CPQ/D	QUI_D_11	44	3.2	0	0.07	0	0.08	0.08	24	26	0.17	0.46	0.16	0.58	99	0.94
			Promedio	26	2.2	1.1	1.0	1.1	0.13	0.052	31	33	1.4	0.74	0.18	0.084	98	0.93

Tabla 4.9: Error promedio de los análisis químicos elementales obtenidos por FRX después de los ajustes.

Relación de concentraciones: Extracción Secuencial / FRX y Error asociado (Después del ajuste)										
Indicador	Código de muestra	Fe / Fe	S / S	Fe / Fe (Media)	S / S (Media)	Error - Fe (%)	Error - S (%)	Error - Zn (%)	Error - Pb (%)	Error - Cu (%)
CPQ/A	QUI_A_01	0.74	0.76	0.89	0.76	35	31	20	26	16
CPQ/A	QUI_A_06	0.9	0.73			11	36	15	25	16
CPQ/A	QUI_A_17	1.0	0.8			0.6	25	61	2.8	48
CPQ/A	QUI_A_18	0.93	0.74			8.1	36	2.2	30	40
CPQ/A	QUI_A_22	0.9	0.76			12	32	30	24	29
CPQ/B	QUI_B_03	1.1	0.85	1.2	0.88	10	17	28	1.3	8.3
CPQ/B	QUI_B_12	1.2	0.86			14	17	3.1	6.0	17
CPQ/B	QUI_B_14	1.2	0.83			16	20	19	10	14
CPQ/B	QUI_B_28	1.3	0.89			20	13	30	1.1	20
CPQ/B	QUI_B_30	1.2	0.95			20	5.0	3.8	93	37
CPQ/C	QUI_C_03	0.99	0.64	1.0	0.75	0.86	57	14	7.4	4.8
CPQ/C	QUI_C_13	0.99	0.79			1.0	26	36	11	46
CPQ/C	QUI_C_26	1.0	0.82			3.9	21	33	24	30
CPQ/D	QUI_D_06	0.98	0.65	1.1	0.83	2.0	54	23	1.3	17
CPQ/D	QUI_D_07	1.1	0.75			7.8	33	27	6.9	8.4
CPQ/D	QUI_D_11	1.2	1.1			20	8.5	18	4.9	20
Promedio						11	27	23	17	23

4.2. Perfiles de Profundidad Vs. pH

Muestras Subsuperficiales: Se consideraron los datos subsuperficiales trabajados por Wade (2005) (Fig. 4.6) en un total de 41 muestras. Los valores de pH varían entre 2 y 7 de condiciones ácidas a neutras, y se observa una tendencia creciente en profundidad estabilizando el pH entre 4.8 y 6 a partir de 10 cm.



Nota: Se consideraron muestras subsuperficiales a aquellas que pertenecen a los 7 puntos de muestreo estudiados por Wade (2005) y que a la vez están distribuidas entre 2 y 45 cm de profundidad.

Fig. 4.6: Relación de profundidad y pH de las 41 muestras subsuperficiales.

Muestras de sondajes profundos: Se consideraron los 4 sondajes profundos analizados por Wade (2005) y Dold et al. (2009), de los cuales se determinó el pH de 65 muestras (Fig. 4.7). Los valores de pH varían entre 3 y 8.3.

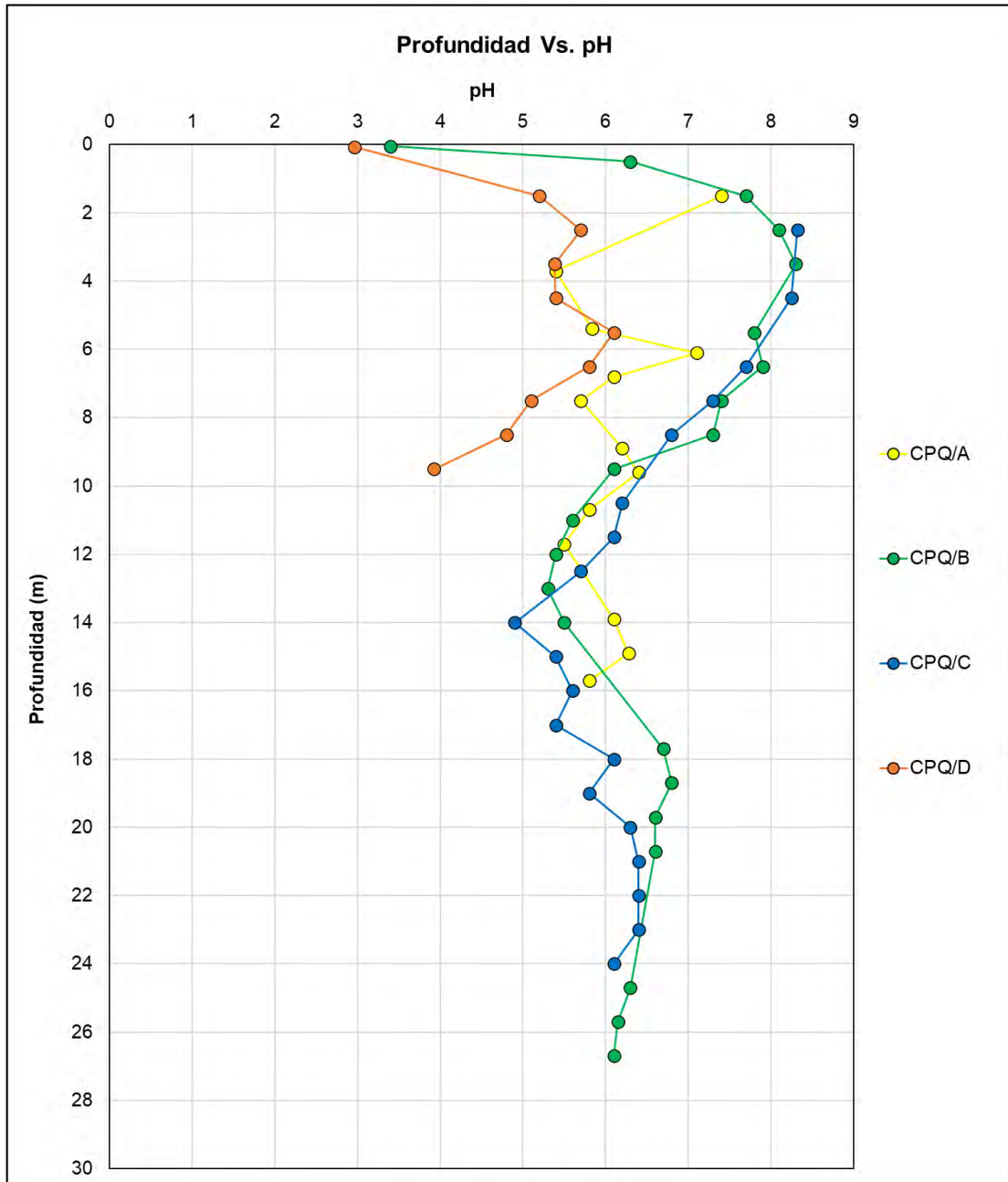


Fig. 4.7: Relación entre profundidad y pH de las 65 muestras distribuidas en los 4 puntos de sondaje.

4.3. Mineralogía Normativa

Se consideró la norma CIPW para calcular la mineralogía normativa basada en los resultados de FRX. Estos principios toman en cuenta la proporción molar para realizar los cálculos. Los pesos molares se presentan en la Tabla 4.10.

Tabla 4.10: Pesos molares de los minerales.

Mineral	Cuarzo	Hiperstena (Mg)	Hiperstena (Fe)	Diopsido (Mg)	Diopsido (Fe)	Anortita
PM	60.08	100.40	131.9	216.5	248.1	278.2
Mineral	Ortosa	Ilmenita	Corindón	Pirita	Esfalerita	Galena
PM	556.6	151.7	102	120	97	239
Mineral	Enargita	Arsenopirita	S nativo?	Goetitha	Rutilo	Covelita
PM	393.5	163	32	89	79.87	95.5

Para los minerales metálicos, se consideraron tres casos de conversión para calcular la mineralogía normativa (Tablas 4.11, 4.12 y 4.13).

Tabla 4.11: Conversión de composición elemental a composición mineral.

Caso 1, cuando hay exceso de S sobre el Fe.

Muestra	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total (%)
QUI_B_16	26	37.39	0.77	0.54	0.17	0.04	65
PA	56	32	65	207	75	63.5	
Prop. Mol.	0.4642	1.1684	0.0118	0.0026	0.0023	0.0006	
Esfalerita		1.1566	0.0118				1.1
Galena		1.1540		0.0026			0.62
Enargita		1.1531			0.0021	0.0006	0.083
Arsenopirita	0.4622	1.1511			0.0021		0.34
Pirita	0.4622	0.2267					55
S restante		0.2267					7.3
Total (%)							65
Pirita (%)	Esfalerita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Arsenopirita (%)	S restante (%)	Total (%)	
55	1.1	0.62	0.083	0.34	7.3	65	

Tabla 4.12: Conversión de composición elemental a composición mineral.

Caso 2, cuando hay exceso de Fe sobre el S.

Muestra	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total (%)
QUI_1SS_01	23.74	15.38	1.04	0.98	0.22	0.03	41
PA	56	32	65	207	75	63.5	
PropMol	0.4239	0.4806	0.0160	0.0047	0.0029	0.0005	
Esfalerita		0.4646	0.0160				1.6
Galena		0.4599		0.0047			1.1
Enargita		0.4593			0.0028	0.0005	0.062
Arsenopirita	0.4212	0.4565			0.0028		0.45
Pirita	0.1929	0.4565					27
Goetita	0.1929						11
Total (%)							41
Pirita (%)	Esfalerita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Arsenopirita (%)	Goetita (%)	Total (%)	
27	1.6	1.1	0.062	0.45	11	41	

Tabla 4.13: Conversión de composición elemental a composición mineral. Caso 3, cuando hay exceso de Cu sobre el As.

Muestra	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total (%)
QUI_D_11	24.32	25.74	0.17	0.46	0.16	0.58	51
PA	56	32	65	207	75	63.5	
PropMol	0.4343	0.8044	0.0026	0.0022	0.0021	0.0091	
Esfalerita		0.8018	0.0026				0.25
Galena		0.7995		0.0022			0.53
Enargita		0.7910			0.0021	0.0027	0.84
Covelita		0.7883				0.0027	0.26
Pirita	0.0402	0.7883					47
Goetita	0.0402						2.2
Total (%)							51
Pirita (%)	Esfalerita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Covelita (%)	Goetita (%)	Total (%)	
47	0.25	0.53	0.84	0.26	2.2	51	

4.4. Fuentes Minerales (Extracción Secuencial)

Dold et al. (2009) presentó los resultados de extracción secuencial de acuerdo con los siete pasos descritos en la Sección 3.3.2. A continuación, se presentan los principales hallazgos:

- El zinc está principalmente enriquecido en la fracción soluble en agua (paso 1) y en la fracción de sulfuros (pasos 5 y 6) a las profundidades donde se detectó la pluma de Fe(II)–Zn–Pb (por ejemplo, CPQ/A a 4.2 m, CPQ/B a 9.5 y 11 m).
- El plomo se asocia principalmente con la lixiviación de acetato de amonio (paso 2 hasta 4,720 mg/kg en CPQ/B a 11 m) y con la fracción de sulfuros (paso 6). Esto sugiere que la anglesita secundaria, lo más probable (sulfato de plomo), se disolvió durante la lixiviación de acetato de amonio. No hay datos disponibles sobre la solubilidad de la anglesita en soluciones de acetato de amonio u oxalato de amonio. Sin embargo, el hecho de que en la lixiviación con oxalato de amonio solo estuvieran presentes 571 mg/kg de plomo sugiere que la anglesita podría disolverse en la lixiviación con acetato de amonio.
- En los relaves ricos en cobre y arsénico, las concentraciones de cobre aumentaron de 1,092 mg/kg (a 5.5 m) a 7,225 mg/kg (a 9.5 m), de los cuales una parte importante (1,090 mg/kg de Cu) se asoció a la fracción

de sulfuro de cobre secundario de la extracción secuencial, covelita por ejemplo (paso 5).

- El arsénico se retuvo principalmente en CPQ/D en la fracción de hidróxidos de Fe(III) secundarios (paso 3, entre 1,050 y 1,800 mg/kg). Las principales fuentes de arsénico fueron la enargita (Cu_3AsS_4), y en menor medida, la arsenopirita (FeAsS) y la tennantita ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$).

4.5. Composición Mineralógica y Geoquímica

En base a todos los estudios antes mencionados y los cálculos de mineralogía normativa usados en los cuatro sondajes, la composición promedio en la zona no oxidada de la relavera Quilulacocha sería de 59 % de pirita, 23 % de cuarzo, 4.9 % de feldspatos, 3.4 % de goetita, 2.1 % de esfalerita, 0.9 % de galena, 0.3 % de arsenopirita, 0.2 % de enargita y 6.7 % de otras fases (Anexo 1). En la zona de oxidación, la composición promedio sería 39 % de pirita, 38 % de cuarzo, 9.7 % de goethita, 1 % de esfalerita, 0.5 % de galena, 0.3 % de arsenopirita, 0.1 % de enargita, y 11.5 % de otras fases (Anexo 2).

4.5.1. Relaves Ricos en Zn y Pb

Según los resultados de QEMSCAN, los minerales dominantes en la muestras cercanas a CPQ/A (CQ1A-0766 Y CQ1B-0765) son los siguientes: cuarzo, pirita, goethita, yeso y muscovita. Los principales portadores de hierro son la pirita y la goethita, tanto en la zona de oxidación como en la zona primaria, siendo la zona primaria la más enriquecida en hierro.

En las Tablas 4.14 – 4.16, se presentan los resultados del análisis mineralógico en muestras de los sondajes CPQ/A, CPQ/B y CPQ/C.

4.5.2. Relaves Ricos en Cu y As

Según los resultados de QEMSCAN, los minerales dominantes en la muestras cercanas a CPQ/D (CQ2A-0764 y CQ2B-0763) son los siguientes: cuarzo, pirita, goethita, yeso y muscovita. En la zona de oxidación, la goethita es el principal portador de Fe; y en la zona primaria, la pirita. En la Tabla 4.17, se presentan los resultados para el sondaje CPQ/D.

Tabla 4.14: Composición mineralógica* de las muestras asociadas al sondaje CPQ/A.

SONDAJE CPQ/A Y ASOCIADOS											
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Descripción	Código de muestra	pH	Cuarzo (%)	Pirita (%)	Esfalerita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Arsenopirita (%)	Goetita (%)
Superficial	0.03	CPQ.1	QUI_1SS_01	4.7	-	27	1.6	1.1	0.062	0.45	11
Superficial	0.07	CPQ.1	QUI_1SS_02	5.0	-	29	1.2	0.62	0.062	0.6	13
Superficial	0.13	CPQ/A	QUI_A_01	-	23	63	1.6	0.57	0.041	0.35	6.7
Superficial	0.2	QEMSCAN	CQ1A-0766	-	52	42	0.05	0.08	-	-	3.5
Superficial	0.35	QEMSCAN	CQ1B-0765	-	29	61	1.8	0.83	-	0.12	4.6
				Promedio	35	45	1.2	0.65	0.055	0.38	7.7
Sondaje	2.25	CPQ/A	QUI_A_03	-	17	55	2.1	0.62	0.083	0.31	16
Sondaje	4.2	CPQ/A	QUI_A_06	-	16	70	6.3	0.7	0.083	0.27	1.3
Sondaje	5.4	CPQ/A	QUI_A_08	5.8	16	77	2.8	0.59	0.062	0.26	-
Sondaje	8.9	CPQ/A	QUI_A_13	6.2	10	64	3.5	0.94	0.12	0.21	3.1
Sondaje	9.6	CPQ/A	QUI_A_14	6.4	23	64	1.2	0.42	0.062	0.34	4.6
Sondaje	11.7	CPQ/A	QUI_A_17	5.5	21	71	0.73	0.45	0.062	0.3	1.1
Sondaje	12.4	CPQ/A	QUI_A_18	-	19	71	1.2	0.35	0.083	0.2	4.9
Sondaje	13.9	CPQ/A	QUI_A_20	6.1	18	71	2.7	0.55	0.1	0.33	2.6
Sondaje	15.7	CPQ/A	QUI_A_22	5.8	22	65	1.2	0.37	0.12	0.21	1.7
				Promedio	18	68	2.4	0.55	0.087	0.27	4.5
-	Desconocido										

Nota: *Estos resultados están basados en los cálculos de mineralogía normativa, con excepción de las muestras CQ1A-0766 y CQ1B-0765, estudiadas por Vallance (2019), cuyos resultados se obtuvieron por QEMSCAN.

Tabla 4.15: Composición mineralógica* de las muestras asociadas al sondaje CPQ/B.

SONDAJE CPQ/B Y ASOCIADOS											
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Descripción	Código de muestra	pH	Cuarzo (%)	Pirita (%)	Esfalerita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Arsenopirita (%)	Goetita (%)
Superficial	0.05	CPQ.3	QUI_3SS_02	4.8	-	27	1.6	0.89	0.45	0.33	16
Superficial	0.07	CPQ.3	QUI_3SS_03	5.8	-	28	1.2	0.7	0.041	0.44	12
Sondaje	1.5	CPQ/B	QUI_B_03	7.7	18	55	2.1	0.54	0.041	0.33	5.8
Sondaje	2.5	CPQ/B	QUI_B_04	8.1	20	50	1.6	0.45	0.041	0.33	9.6
Sondaje	3.5	CPQ/B	QUI_B_05	8.3	17	47	1.2	0.59	0.062	0.28	8.9
Sondaje	6.5	CPQ/B	QUI_B_09	7.9	16	71	1.3	0.55	0.083	0.34	0.63
Sondaje	7.5	CPQ/B	QUI_B_10	7.4	29	54	2.0	0.59	0.1	0.24	0.058
Sondaje	8.5	CPQ/B	QUI_B_11	7.3	28	51	1.8	0.95	0.12	0.3	0.097
Sondaje	9.5	CPQ/B	QUI_B_12	6.1	31	46	2.6	1.3	0.12	0.34	1.3
Sondaje	11	CPQ/B	QUI_B_14	5.6	28	54	1.7	1.3	0.23	0.25	0.095
Sondaje	13	CPQ/B	QUI_B_16	5.3	30	55	1.1	0.62	0.083	0.34	7.3
Sondaje	17	CPQ/B	QUI_B_21	6.7	19	55	3.0	0.7	0.23	0.32	0.65
Sondaje	23.7	CPQ/B	QUI_B_27	-	46	43	3.2	0.38	0.39	0.21	0.73
Sondaje	24.7	CPQ/B	QUI_B_28	6.3	24	65	4.3	0.77	0.33	0.54	0.49
Sondaje	26.7	CPQ/B	QUI_B_30	6.1	26	60	5.2	0.092	0.062	0.63	2.2
-	Desconocido										

Nota: *Estos resultados están basados en los cálculos de mineralogía normativa.

Tabla 4.16: Composición mineralógica* de las muestras asociadas al sondaje CPQ/C.

SONDAJE CPQ/C Y ASOCIADOS											
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Descripción	Código de muestra	pH	Cuarzo (%)	Pirita (%)	Esfalerita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Arsenopirita (%)	Goetita (%)
Superficial	0.05	SEM	PETROLAB	-	36	59	1.1	-	-	-	-
Sondaje	2.5	CPQ/C	QUI_C_03	8.3	17	65	1.4	0.69	0.062	0.3	-
Sondaje	3.5	CPQ/C	QUI_C_04	-	15	61	1.3	0.54	0.062	0.26	5.4
Sondaje	6.5	CPQ/C	QUI_C_07	7.5	21	63	1.2	0.73	0.083	0.27	-
Sondaje	9.5	CPQ/C	QUI_C_11	-	27	58	1.2	0.45	0.1	0.39	5.5
Sondaje	11.5	CPQ/C	QUI_C_13	6.1	22	67	1.4	0.62	0.083	0.29	4.7
Sondaje	15	CPQ/C	QUI_C_17	5.4	16	73	1.9	0.58	0.1	0.39	2.9
Sondaje	20	CPQ/C	QUI_C_22	6.3	22	62	0.91	0.69	0.12	0.32	4.1
Sondaje	24	CPQ/C	QUI_C_26	6.1	31	58	2.1	0.59	0.41	0.18	-
-	Desconocido										

Nota: * Estos resultados están basados en los cálculos de mineralogía normativa, con excepción de la muestra estudiada por PETROLAB (2019), cuyos resultados se obtuvieron por mineralogía automatizada.

Tabla 4.17: Composición mineralógica* de las muestras asociadas al sondaje CPQ/D.

SONDAJE CPQ/D Y ASOCIADOS											
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Descripción	Código de muestra	pH	Cuarzo (%)	Pirita (%)	Esfalerita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Arsenopirita (%)	Goetita (%)
Superficial	0.01	QEMSCAN	CQ2A-0764	-	54	4.1	0.21	0.3	-	0.02	22
Superficial	0.03	CPQ.7	QUI_7SS_01	2.0	-	46	0.57	0.35	0.041	0.37	-
Superficial	0.09	CPQ.7	QUI_7SS_03	4.9	-	39	0.64	0.82	0.062	0.32	-
Superficial	0.35	QEMSCAN	CQ2B-0763	-	20	69	1.6	0.15	0	0.14	5.2
Sondaje	3.5	CPQ/D	QUI_D_05	5.4	24	51	3.0	3.5	0.31	0.59	-
Sondaje	4.5	CPQ/D	QUI_D_06	5.4	22	57	2.4	2.5	0.31	0.46	-
Sondaje	5.5	CPQ/D	QUI_D_07	6.1	22	56	2.4	1.8	0.21	0.24	-
Sondaje	6.5	CPQ/D	QUI_D_08	5.8	19	54	2.1	1.7	0.33	0.43	2.9
Sondaje	8.5	CPQ/D	QUI_D_10	4.8	25	45	2.5	2.2	0.29	0.29	7.5
Sondaje	9.5	CPQ/D	QUI_D_11	3.7	43	47	0.25	0.53	0.84	0.26	2.2
-	Desconocido										

Nota: *Estos resultados están basados en los cálculos de mineralogía normativa, con excepción de las muestras CQ2A-0764 y CQ2B-0763, estudiadas por Vallance (2019), cuyos resultados se obtuvieron por QEMSCAN.

5. DISCUSIONES

5.1. Correlación de Granulometría y Mineralogía

Se consideró una sección desde la zona de alimentación de relaves ricos en Zn-Pb hasta la zona enriquecida en Cu-As (Fig. 5.1). Según los resultados de Vallance (2019), la granulometría es grano-decreciente a lo largo de la sección vista en planta (de NE a SO); sin embargo, esta granulometría varía relativamente en profundidad. Se identificaron partículas de cuarzo con un tamaño menor o igual a 424 μm en la zona de alimentación de los relaves ricos en Zn y Pb. También se identificaron partículas de yeso con tamaño menor o igual a 300 μm en la zona de alimentación de los relaves ricos en Cu y As. La granulometría por debajo de la zona de oxidación es muy variada según los perfiles elaborados por Wade (2005). Por ejemplo, el sondaje CPQ/A denota una intercalación dominante de arena y limo en todo el perfil. Los demás sondajes presentan una alternancia de arena, limo y arcilla a lo largo del perfil.

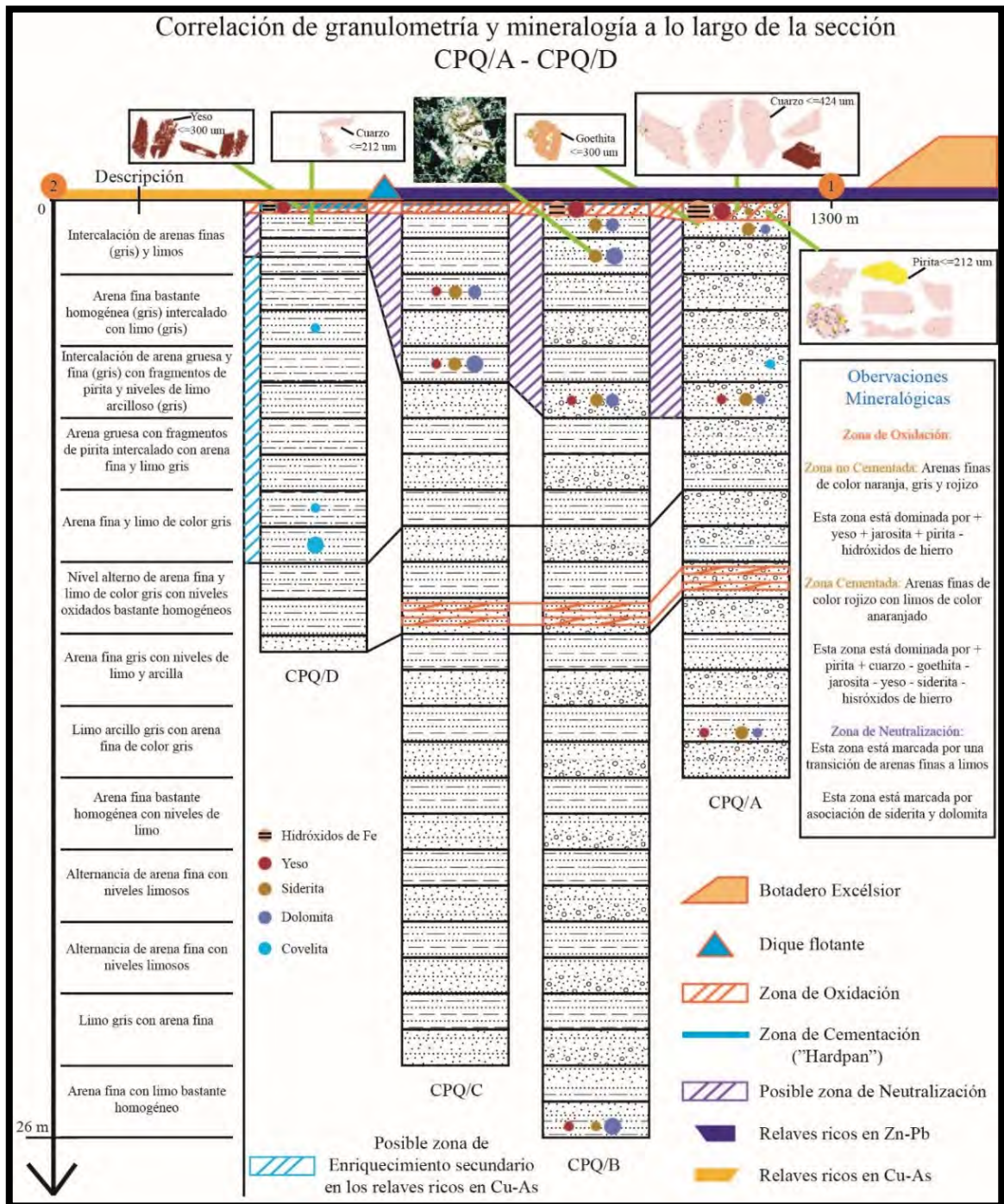


Fig. 5.1: Sección CPQ/A – CPQ/D (Vallance, 2019).

De forma general, los resultados de Vallance (2019) reflejarían una granulometría decreciente desde la zona proximal del botadero Excelsior hacia la zona de alimentación de relaves ricos en Cu-As.

5.2. Integración Mineralógica y Geoquímica

5.2.1. Zona de oxidación

La zona de oxidación de los sondajes CPQ/A, CPQ/B, CPQ/C y CPQ/D muestra una variación en la profundidad y en la composición mineralógica y química. En el caso del CPQ/A, esta zona se extiende hasta 25 cm de profundidad, con una elevada presencia de pirita (45 %) y goethita (7.8 %), y un pH de condiciones ácidas a ligeramente ácidas que incrementa de 4.7 a 6 en profundidad. Además, la baja concentración de Zn (0.81 % en promedio) comparado a las zonas inferiores (1.6 % en promedio) indicaría procesos significativos de lixiviación en la zona de oxidación.

Esta variación de pH permite la formación de goethita en los primeros 10 cm, mientras que en niveles más profundos, los carbonatos regulan el sistema y favorecen la precipitación de yeso y siderita. En el sondaje CPQ/B, la oxidación también alcanza aproximadamente 25 cm de profundidad, con un pH entre 4 y 6, promoviendo la precipitación de goethita por la alta concentración del ion férrico.

Por su parte, el CPQ/C muestra un pH ácido de 2 a 5 en esta zona, con un espesor de oxidación de hasta 35 cm según el modelo de Wade (2005), y una mineralogía que incluye jarosita y yeso secundarios. Finalmente, en el CPQ/D, se identificó una capa cementada, con un pH también ácido (2 a 5) en los primeros 10 cm, lo cual permite la formación de jarosita y yeso como fases dominantes. Esta capa cementada de jarosita y otros minerales es una característica distintiva en las zonas de oxidación de estos perfiles.

5.2.2. Zona de neutralización

Wade (2005) interpretó en su estudio una zona de neutralización muy delgada de menos de 10 centímetros. Esta zona fue marcada por el ensamble dolomita y siderita, pues planteó un reemplazamiento de siderita por dolomita, preferentemente en las microfracturas. Sin embargo, en el presente estudio, esta zona se interpretó hasta profundidades de 4 a 6 metros en los sondajes CPQ/A,

CPQ/B y CPQ/C, debido a que se identificaron minerales secundarios como siderita, dolomita y yeso en estos rangos de profundidad. Se midió un amplio rango de pH entre 5.5 y 8.3, en el cual los valores más ácidos habrían favorecido el reemplazamiento de minerales carbonatados.

Finalmente, en el CPQ/D, el sistema regula su pH hasta un valor de 6 en los primeros 30 cm y se estabiliza entre 5 y 6 hasta una profundidad de 8 metros, lo que indica una neutralización limitada debido a la ausencia de carbonatos primarios.

5.2.3. Zona Primaria

Relaves Ricos en Pb y Zn

La zona primaria de los cuatro perfiles se caracteriza por una mayor concentración de pirita y cuarzo en comparación con la zona de oxidación. La zona asociada al sondaje CPQ/A tiene un contenido promedio de pirita y cuarzo de 68 % y 19 %, respectivamente, entre los 6 y 16 metros,. Además, se ubica en un ambiente reductor con un pH ligeramente ácido alrededor de 6, y una concentración baja de Zn y Pb (1.2 % y 0.44 % en promedio, respectivamente). Estas condiciones sugieren un proceso de lixiviación en ciertos niveles del perfil.

En el CPQ/B, las concentraciones promedio de pirita y cuarzo son de 55 % y 28 %, respectivamente, con un pH que varía de ligeramente alcalino a condiciones ácidas (entre 5.3 y 7.9). Entre los 9.5 y 13 metros de profundidad, se identificaron los niveles con pH más bajos de este perfil (entre 5.3 y 6.1), lo que sugiere la presencia de soluciones ácidas. En esta zona, se identificaron concentraciones bajas de zinc (0.77% - 1.7 %) y hierro (22 % - 26 %), posiblemente debido a la influencia de estas soluciones ácidas.

Según los resultados de extracción secuencial, el zinc y hierro están asociados principalmente a la fracción de sulfuros (pasos 5 y 6; Fig. 3.6), donde se detectó la pluma ácida. Estos resultados son consistentes con los resultados de cromatografía iónica estudiados por Dold et al. (2009), donde se tienen

concentraciones significativamente altas de zinc y hierro (153 mg/L y 1,262 mg/L, respectivamente) a 10 metros de profundidad.

En el CPQ/C, la zona comprendida entre los 6.5 y 24 metros presenta una concentración promedio de 63 % de piritita y 23 % de cuarzo, con un pH que varía de ligeramente alcalino a condiciones ácidas (entre 4.9 y 7.9). Entre los 12 y 16 metros de profundidad, se registraron los valores de pH más bajos en este perfil (entre 4.9 y 5.7), lo que indica la presencia de soluciones ácidas. En esta zona, se identificaron concentraciones bajas de zinc (0.9 % - 1.2 %) y plomo (0.5 % - 0.54 %), posiblemente debido a la influencia de estas soluciones ácidas.

Los resultados de cromatografía reportaron concentraciones significativamente altas de zinc y plomo (627 mg/L y 1,2 mg/L, respectivamente) a 13 metros de profundidad. La concentración de cobre aumentó en profundidad hasta 0.2 % a 24 metros de profundidad posiblemente asociado a los relaves ricos en Cu y As.

Relaves Ricos en Cu y As

La zona primaria asociada al sondaje CPQ/D está compuesta de 52 % de piritita y 26 % de cuarzo, con una concentración promedio de zinc y plomo superior al de la zona de oxidación (1.4 % y 1.8 %, respectivamente) entre 3.5 y 9.5 metros de profundidad.

La alta concentración de Zn y Pb en las dos muestras superiores del estanque de drenaje ácido de mina (CPQ/D a 4.5 y 5.5 m) sugiere un enriquecimiento de estos elementos debido a la contribución constante de DAM desde Excelsior. Luego, se habrían retenido como sulfuros o sulfatos secundarios de acuerdo con los resultados de extracción secuencial (pasos 1,2, 5 y 6). Esta zona presenta una menor lixiviación de Zn y Pb.

La concentración de cobre aumentó en profundidad hasta 0.58 % a 9.5 metros. Esto está asociado a procesos de enriquecimiento secundario de cobre según las evidencias mineralógicas encontradas por Dold et al. (2009).

El arsénico se retuvo principalmente en la fracción de hidróxidos de Fe(III) secundarios (paso 3). Estos hidróxidos de Fe(III) se forman cuando el DAM rico

en Fe(III) del estanque de Quiulacocha se infiltra en los relaves subyacentes, donde el pH aumenta a 5.4 y se inicia la hidrólisis de los hidróxidos de Fe(III).

Como estos relaves ricos en enargita fueron influenciados por la infiltración de DAM del estanque (pH = 2.3), el contenido de arsénico en este estanque permaneció alto (6.5 mg/L) y constituyó un contaminante principal.

5.3. Reconstrucción de Eventos

Considerando las interpretaciones indicadas anteriormente, se planteó un modelo de reconstrucción de eventos basado en la integración de la mineralogía y geoquímica (Fig. 5.2 y 5.3).

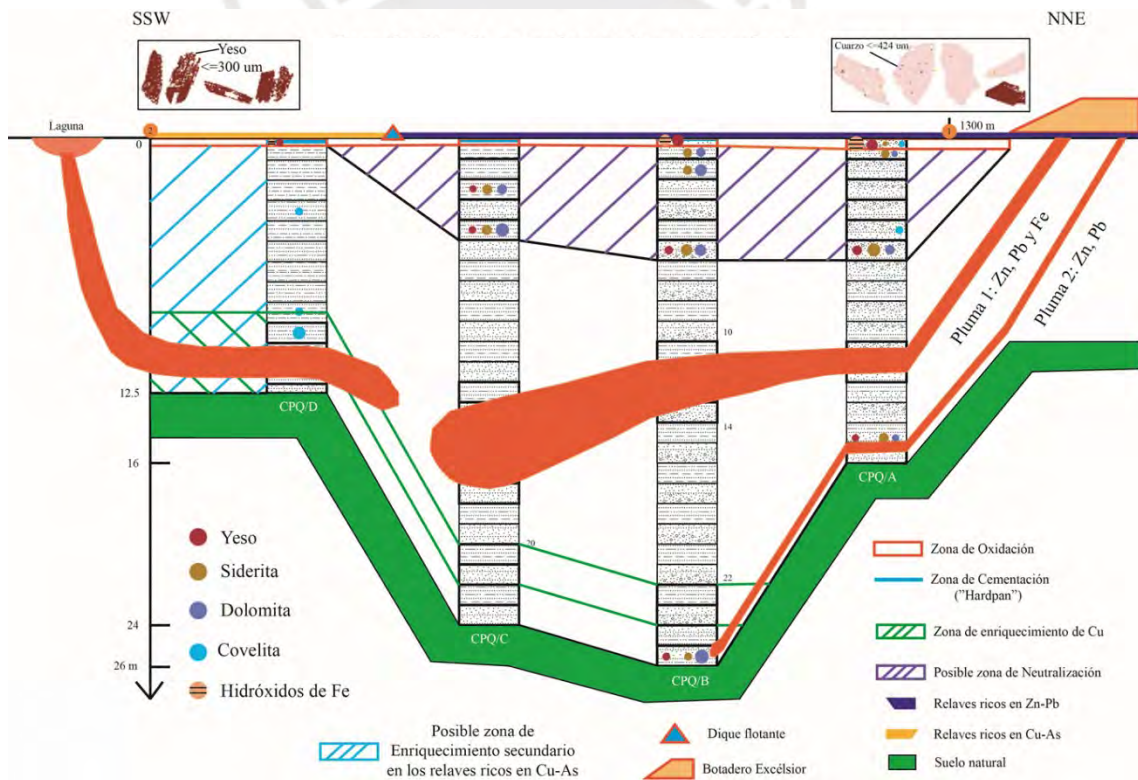


Fig. 5.2: Correlación de mineralogía y geoquímica a lo largo de la sección CPQ/A – CPQ/D.

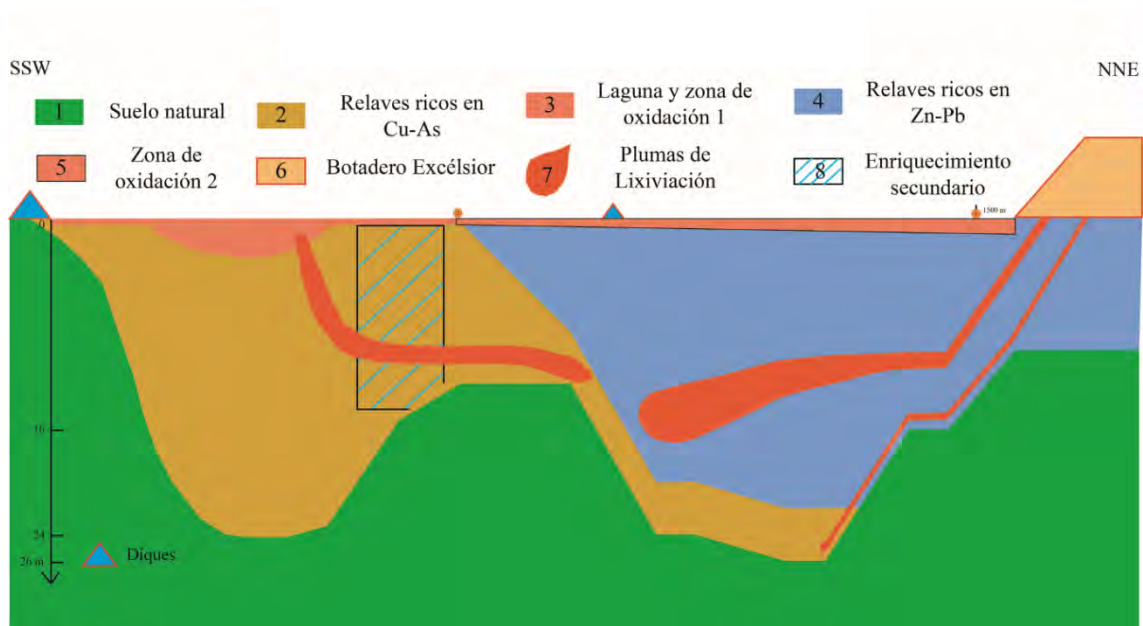


Fig. 5.3: Modelo de reconstrucción de eventos. El orden de los números indica el orden de los eventos en la relavera Quiulacocha.

A inicios del siglo XX, se depositaron los relaves ricos en Cu y As al SO del embalse Quiulacocha. Estos relaves serían los que han experimentado un mayor tiempo de oxidación y se caracterizan por tener un pH relativamente bajo. En esta etapa, se formó una laguna de oxidación en Quiulacocha (Dold et al., 2009).

Posteriormente, en el año 1952, se inició la depositación de los relaves enriquecidos en Zn y Pb (Cerro de Pasco Resources, 2021). Esto también implicó la formación de una zona de oxidación superficial, de poca potencia. En esta etapa, también se habría formado una zona de neutralización marcada por la presencia de siderita y dolomita. Wade (2005) interpretó una zona delgada de neutralización a una profundidad de 24 cm en los relaves ricos en Zn y Pb.

La zona de neutralización se interpretó hasta 6 metros de profundidad en base a la información semicuantitativa reportada por Dold et al. (2009), en donde se identificó siderita asociada a dolomita hasta 5.5 metros de profundidad. La infiltración del ión férrico procedente de Excelsior habría permitido la formación de siderita por reemplazamiento de dolomita preferentemente en las zonas de microfracturas, según Dold et al. (2009).

En un tercer momento, se superpuso el Botadero Excelsior encima de la relavera Quiulacocha (Cerro de Pasco Resources, 2021). Esto impulsó la formación de una pluma de solución ácida que habría lixiviado Zn, Pb y Fe (Dold et al., 2009). Esta pluma habría afectado la composición de los relaves hasta la zona asociada al sonsoje CPQ/C a una profundidad entre 10 y 16 metros (pH entre 5 y 6.3).

El pH vuelve a tener condiciones ligeramente ácidas (pH = 6) en los últimos niveles de los sondajes CPQ/A (16 metros) y CPQ/B (26 metros). Esto sugiere que otra pluma ácida habría lixiviado Pb y Fe en estos niveles ya que su concentración en la fase sólida es inferior a los tramos superiores.

Finalmente, en la superficie de los relaves ricos en Cu y As, minerales de cobre como la calcopirita y la enargita se oxidan liberando estos metales en forma soluble, como el ión Cu^{2+} . Este ión se transportaría hacia las capas inferiores de los relaves mediante las aguas de infiltración, permitiendo el enriquecimiento secundario de cobre.

Estos procesos geoquímicos que comprenden el enriquecimiento secundario de cobre habrían dado lugar a la precipitación de cobre en forma de minerales secundarios, como la covelita (CuS). Este mineral se identificó hasta una profundidad de 10 metros en el sonsoje CPQ/D, donde se tiene una ley de cobre superior a 0.5 % y un valor de pH ácido igual a 4.1 (Dold et al., 2009). Entonces, el enriquecimiento secundario de cobre sería más significativo en los niveles inferiores de estos relaves ricos en Cu y As.

5.4. Potencial Económico de los Relaves

Para el cálculo del valor económico (VE) se consideró la siguiente ecuación:

$$VE = \text{Precio} * \text{Ley del Metal} * \text{Tonelaje del Depósito} * \text{Recuperación}$$

5.4.1. Relaves Ricos en Zn y Pb

Estos relaves tienen una composición media de 61 % de pirita, 22 % de cuarzo, 2.1 % de esfalerita, 0.6 % de galena, 0.1 % de enargita y 0.3 % de arsenopirita (Anexo 3). Además, tienen una ley promedio de **1.4 % Zn**, 0.5 % Pb y 0.1 % Cu,

siendo el Zn de interés económico (Anexo 4). Sin embargo, es necesario tener en cuenta que hay niveles donde el pH es relativamente bajo, lo que implicaría ajustes en el modelo metalúrgico.

Si los sondeos CPQ/A, CPQ/B y CPQ/C son representativos para estos relaves, el valor económico que representan estos relaves sería de 2,243 M\$ con un error promedio del 22.7 %, considerando una recuperación del 90 % de Zn (Tablas 5.1 y 5.2). Cabe recalcar que no se reportó la composición de Ag en las muestras analizadas tanto por FRX como por extracción secuencial; por lo tanto, no se consideró la Ag en el valor económico.

Tabla 5.1: Valor económico de los relaves ricos en Zn y Pb. Precios basados en Panorama Minero, 2022.

Relaves (Zn-Pb)		MTn	58.3	Fecha de Cotización	11/11/2022
Precio (\$)		Recuperación (%)		Cantidad Zn (Tn)	Valor (M\$)
Zn	3,007	Tn	90	746,077	2,243

Tabla 5.2: Valor económico de los relaves ricos en Zn y Pb, considerando el error elemental.

	Zn (%)	Valor económico (M\$)	Error Promedio de Zn (%)	Error Promedio del Valor económico (%)
Ley media + error	1.74	2,753	22.71	22.71
Ley media	1.42	2,243		
Ley media - error	1.10	1,734		

5.4.2. Relaves Ricos en Cu y As

Estos relaves tienen una composición media de 52 % de pirita, 26 % de cuarzo, 2.1 % de esfalerita, 2 % de galena, 0.4 % de enargita y 0.4 % de arsenopirita (Anexo 5). Las leyes promedio son de **1.4 % Zn**, **1.8 % Pb** y **0.2 % Cu**, siendo estos tres metales de interés económico (Anexo 6). Sin embargo, es necesario

tener en cuenta que el pH es relativamente bajo en el sistema y esto también implicaría ajustes en el modelo metalúrgico.

Si el sondaje CPQ/D es representativo para estos relaves, el valor económico que representan estos relaves sería de 1,450 M\$ con un error promedio del 20.6 %, considerando una recuperación del 90 % para los 3 metales de interés (Tablas 5.3 y 5.4).

Tabla 5.3: Valor económico de los relaves ricos en Cu y As. Precios basados en Panorama Minero, 2022.

Relaves (Cu-As)		MTn	16.4	Fecha de Cotización	11/11/2022
Precio (\$)		Recuperación (%)		Cantidad (Tn)	Valor (M\$)
Cu	8,441	Tn	90	31,428	265
Pb	2,157	Tn	90	258,548	558
Zn	3,007	Tn	90	208,705	627
				Total (M\$)	1 450

Tabla 5.4: Valor económico de los relaves ricos en Cu y As, considerando el error elemental.

	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Valor (M\$)	Error Promedio (%)			
					Cu	Pb	Zn	Valor
Ley + error	0.26	2.06	1.74	1,750	23.16	17.10	22.71	20.64
Ley media	0.21	1.76	1.42	1,450				
Ley - error	0.16	1.45	1.09	1,151				

6. CONCLUSIONES

Integración Mineralógica y Geoquímica

Se integraron datos mineralógicos y geoquímicos para evaluar el tratamiento óptimo de la relavera Quiulacocha en Cerro de Pasco. Las tres zonas del perfil de relaves: oxidación, neutralización y primaria presentaron variaciones en la profundidad, así como la composición mineralógica y química.

La zona de oxidación se extiende hasta 35 cm y está compuesta principalmente de pirita, cuarzo, goethita, esfalerita, jarosita y yeso. Esta zona presentó una capa de cementación dura compuesta por jarosita y yeso, que precipitaron por sobresaturación de hierro y condiciones de acidez. La compactación impidió la infiltración de oxígeno a mayor profundidad, limitando así la zona de oxidación a un espesor muy delgado.

La zona de neutralización se interpretó hasta seis metros de profundidad y está marcada por el reemplazamiento de dolomita por siderita, preferentemente en las microfracturas. La zona primaria está compuesta principalmente de pirita, cuarzo goethita, anortita, hiperstena, esfalerita, galena y enargita. Esta zona habría sido afectada principalmente por aguas ácidas de infiltración provenientes del depósito Excelsior, generando plumas de solución ácida (Fe-Zn-Pb) en ciertos niveles. Esta afirmación es consistente con los resultados de FRX, extracción secuencial y cromatografía iónica. Las aguas ácidas ricas en ión férrico habrían oxidado los sulfuros de hierro generando una liberación significativa de protones al sistema.

En base a los resultados, se planteó un modelo de secuencia de eventos que habrían dado lugar al estado actual de la relavera Quiulacocha. Este modelo difiere a los propuestos por Wade (2005) y Dold et al. (2009) en dos aspectos básicos: la zona de neutralización y las plumas de solución ácida. La zona de neutralización se interpretó hasta una profundidad de seis metros desde la zona del sondaje CPQ/A hasta el sondaje CPQ/C definido por el ensamble mineral de siderita y dolomita. En los relaves ricos en Zn y Pb, se planteó otra pluma de solución ácida que afectó los niveles cercanos a la base de relaves (entre 16 y

26 metros) donde se identificaron concentraciones bajas de plomo y hierro. Las condiciones de acidez en estos niveles habrían dado lugar a la lixiviación de estos metales.

Valor Económico y Tratamiento de los Relaves

El embalse de Quiulacocha presenta dos tipos de relaves diferenciados básicamente por su composición mineralógica y el efecto geoquímico de las plumas ácidas involucradas. Los relaves ricos en Zn y Pb tienen una composición media de 61 % de pirita, 22 % de cuarzo, 2.1 % de esfalerita, 0.6 % de galena, 0.1 % de enargita y 0.3 % de arsenopirita. La esfalerita sería el principal mineral de interés económico, generando un valor aproximado de 2,243 M\$. Sin embargo, se debe tener en cuenta el efecto de las plumas ácidas al momento de diseñar el modelo metalúrgico, puesto que existen niveles con valores de pH entre 5 y 6 en la zona primaria, debajo de la zona de oxidación.

Los relaves ricos en Cu y As tienen una composición media de 52 % de pirita, 26 % de cuarzo, 2.1 % de esfalerita, 2 % de galena, 0.4 % de enargita y 0.4 % de arsenopirita. En estos relaves, la enargita, la esfalerita y la galena serían los minerales de interés económico, generando juntos un valor aproximado de 1,450 M\$. El pH en la zona primaria de este sistema es relativamente más bajo que en los relaves enriquecidos en Zn y Pb (entre 3.5 y 6), el cual representaría un factor muy importante en el diseño metalúrgico.

Se obtuvieron valores de potencial interés económico tanto en los relaves ricos en plomo y zinc como en los relaves con cobre y arsénico, lo que sugiere la posibilidad de reprocesar estos materiales. Además, para el cierre de estos residuos mineros, es fundamental considerar las diferencias mineralógicas entre ambos tipos de relaves, ya que estas influyen los procesos geoquímicos relacionados con la acidez y la lixiviación de metales a través de la escorrentía o la infiltración de aguas. Los valores económicos calculados para ambas zonas del embalse de relaves son referenciales. Por lo tanto, es necesario comprobar la representatividad de los sondeos estudiados para garantizar la confiabilidad del valor económico.

7. RECOMENDACIONES

La técnica de FRX no resulta óptima para el análisis de los relaves de Quiulacocha, debido a su limitada precisión en la medición de elementos ligeros como el azufre. Asimismo, la cuantificación de Fe mediante esta técnica también presenta limitaciones, dado a que este elemento se encuentra mayoritariamente asociado a la pirita, lo que puede generar interferencias en su medición exacta. Sin embargo, los resultados de FRX para Zn, Pb, Cu y As fueron mucho más exactos, tomando como referencia los valores obtenidos por extracción secuencial. Por lo tanto, se recomienda realizar más pruebas por extracción secuencial, a pesar de su mayor costo.

Solo se dispone de información para cuatro sondajes profundos: tres de ellos corresponden a relaves enriquecidos en Zn y Pb, y uno a relaves ricos en Cu y As. Esto implicaría una baja confiabilidad ante la extrapolación realizada a partir de los resultados obtenidos. Se recomienda realizar un mayor número de sondajes, que permitan analizar la parte central y profunda de la zona enriquecida en Cu y As, debido a que se identificaron zonas de interés económico significativo en los últimos metros del sondaje CPQ/D (Cu 0.5 %).

Finalmente, se recomienda analizar más muestras por microscopía óptica para delimitar la zona de reemplazamiento de dolomita por siderita, así como la zona de enriquecimiento secundario. Dicho estudio también aportaría información valiosa para la evaluación de la mineralogía de la ganga, texturas, grado de liberación y asociaciones minerales. En los relaves enriquecidos en Zn y Pb, se recomienda analizar muestras ubicadas entre 2.5 y 4.5 metros de profundidad cerca a los sondajes CPQ/A y CPQ/B. Esto permitiría comprobar si hay una continuidad de reemplazamiento hasta 6 metros de profundidad. En el sistema enriquecido en Cu y As, se recomienda analizar muestras a una profundidad mayor de 9 metros, para confirmar el enriquecimiento secundario y su potencial económico.

8. BIBLIOGRAFÍA

- Ángeles, C. (1999). Los sedimentos cenozoicos de Cerro de Pasco: Estratigrafía, sedimentación y tectónica. En J. Macharé, V. Benavides-Cáceres & S. Rosas (Eds.), *Volumen Jubilar 5* (pp. 103–118). Sociedad Geológica del Perú.
- Baumgartner, R. (2007). *Sources and evolution in space and time of hydrothermal fluids at the Cerro de Pasco Cordilleran base metal deposit, Central Peru* (Tesis doctoral). *Terre & Environnement*, 66, 167 pp.
- Baumgartner, R., Fontboté, L., & Vennemann, T. (2008). Mineral zoning and geochemistry of epithermal polymetallic Zn-Pb-Ag-Cu-Bi mineralization at Cerro de Pasco, Peru. *Economic Geology*, 103(3), 493–537.
- Baumgartner, R., Fontboté, L., Spikings, R., Ovtcharova, M., Schneider, J., Pace, L., & Gutjahr, M. (2009). Bracketing the age of magmatic-hydrothermal activity at the Cerro de Pasco epithermal polymetallic deposit, central Peru: A U–Pb and $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ study. *Economic Geology*, 104(3), 479–504.
- Benavente, C., Rosell, L., García, B., Palomino, A., Aguirre, E., Taipei, E., & Robert, X. (2021). *Neotectónica de la región Tacna* (Boletín, Serie C: Geodinámica e Ingeniería Geológica, N.º 84, 171 pp., 1 mapa). INGEMMET.
- Benavides-Cáceres, V. (1999). Orogenic evolution of the Peruvian Andes: The Andean Cycle. En B. J. Skinner (Ed.), *Geology and ore deposits of the Central Andes* (Society of Economic Geologists, Special Publication Series, Vol. 7, pp. 61–108). Society of Economic Geologists.
- Bendezú, R. (2007). *Shallow polymetallic and precious metal mineralization associated to a Miocene diatreme-dome complex of the Peruvian Andes: The Colquijirca district* (Tesis doctoral). *Terre & Environnement*, 221 pp.
- Bendezú, R., Baumgartner, R., Fontboté, L., Page, L., Pecskey, Z., & Spikings, R. (2004). The Cerro de Pasco–Colquijirca ‘super-district’, Peru: 2 m.y. of

- pulsed high sulphidation hydrothermal activity. En *SEG 2004: Predictive mineral discovery under cover* (pp. 340–342).
- Bendezú, R., Fontboté, L., & Cosca, M. (2003). Relative age of Cordilleran base metal lode and replacement deposits, and high-sulfidation Au-(Ag) epithermal mineralization in the Colquijirca mining district, central Peru. *Mineralium Deposita*, 38(6), 683–694.
- Blowes, D. W., Reardon, E. J., Jambor, J. L., & Cherry, J. A. (1991). The formation and potential importance of cemented layers in inactive sulfide mine tailings. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 55(4), 965–978.
- Boily, M., & Rousseau, G. (2018). *The Excelsior Mineral Pile (EMP) and Quiulacocha Tailings (QT) associated with the Cerro de Pasco Mine, Cerro de Pasco District, Altiplano Region, North-Central Peru* (NI 43-101F1 Technical Report, pp. 1–111).
- Brophy, J. A. (2012). *Metalurgista Zn-Pb-Ag Project, West-Central Peru: Resource estimate for part of the Quiulacocha tailings of the Cerro de Pasco Mine* (NI 43-101 Report, 98 pp.). Cerro de Pasco Resources SA.
- Carhuaricra, E., & Velásquez, J. (2005). *Flor de tajo abierto*. Lima: Fondo Editorial del Congreso de la República.
- Carpio, M., & Hurtado, Y. (2004). *Estudio de los recursos minerales del Perú Bloque N°2 – Franja N°4*. Lima: Repositorio INGEMMET.
- Catchpole, H., Kouzmanov, K., Putlitz, B., Seo, J. H., & Fontboté, L. (2015). Zoned base metal mineralization in a porphyry system: Origin and evolution of mineralizing fluids in the Morococha District, Peru. *Economic Geology*, 110(1), 39–71.
- Cerro de Pasco Resources. (2021, septiembre). *Corporate presentation: Advancing the El Metalurgista project*.
- Cervera-Acosta, J., Neira-León, G., Molano-Mendoza, J., & Prieto-Rincón, G. (2008). Caracterización mineralógica y química de los depósitos de

relaves (Colas de Proceso) en los sectores auríferos de Cueva Loca (Buga) y El Retiro (Ginebra – Guacarí), Departamento del Valle del Cauca. *Geología Colombiana*, 33, 47–56.

Contreras, C., & Cueto, M. (2013). *Historia del Perú contemporáneo* (5.ª ed.). Instituto de Estudios Peruanos.

Cueva, E., Romero, D., Cerpa, L., & Cárdenas, J. (2008). *Evolución sedimentológica de la Formación Pocobamba en el distrito de Huayllay, departamento de Cerro de Pasco*. Repositorio INGEMMET.

De Rivero, M. M. (1830). Sketch of the rich mine of Pasco. *American Journal of Science*, 17, 43–63.

Defensoría del Pueblo. (2015). *Un llamado a la remediación: Avances y pendientes en la gestión estatal frente a los pasivos ambientales mineros e hidrocarbúricos* (1.ª ed.). Voreno E.I.R.L.

Delfaud, J. (1984). Le contexte dynamique de la sédimentation continentale. Modèles d'organisation. *Bulletin des Centres de Recherches Exploration-Production Elf-Aquitaine*, 8(1), 27–53.

Dold, B. (2003). Speciation of the most soluble phases in a sequential extraction procedure adapted for geochemical studies of copper sulfide mine waste. *Journal of Geochemical Exploration*, 80, 55–68.

Dold, B., Blowes, D. W., Dickhout, R., Spangenberg, J. E., & Pfeifer, H. R. (2005). Low molecular weight carboxylic acids in oxidizing porphyry copper tailings. *Environmental Science and Technology*, 39, 2515–2521.

Dold, B., & Fontboté, L. (2001). Element cycling and secondary mineralogy in porphyry copper tailings as a function of climate, primary mineralogy, and mineral processing. *Journal of Geochemical Exploration*, 74, 3–55. (Special Issue: Geochemical Studies of Mining and the Environment)

- Dold, B., Wade, C., & Fontboté, L. (2009). Water management for acid mine drainage control at the polymetallic Zn-Pb-(Ag-Bi-Cu) deposit of Cerro de Pasco, Peru. *Journal of Geochemical Exploration*, 100, 133–141.
- Ego-Aguirre, L., & Smuda, J. (2013). *Estudio conceptual: Descarga de agua de la relavera Quiulacocha en la laguna Yanamate, Cerro de Pasco* (37 pp.).
- Einaudi, M. T. (1977). Environment of ore deposition at Cerro de Pasco, Peru. *Economic Geology*, 72, 893–924.
- Falen, J. L., & Ruidias, P. M. (2020). *Análisis del sector minero peruano enfocado en metales preciosos: oro y plata* (Trabajo de investigación, Universidad de Piura, 224 pp.).
- Fontboté, L. (2018). Ore deposits of the Central Andes. *Elements*, 14, 257–261.
- Fontboté, L. (2019, mayo). *Cordilleran polymetallic deposits as a class in porphyry systems: Exploration implications* [Presentación de PowerPoint]. SEG-SGA-UNESCO Latino American Metallogeny Course.
- Gammons, C., & Icopini, G. (2019). Improvements to the water quality of the acidic Berkeley Pit Lake due to copper recovery and sludge disposal. *Mine Water and the Environment*, 39, 427–439.
- Gragera, J. (2024, 11 de enero). Perú: Comunidades envenenadas por la minería en Cerro de Pasco exigen que se les atienda. *Mongabay*.
- Hampel, A. (2002). Earth and planetary sciences letters. *Earth and Planetary Science Letters*, 203, 665–679.
- Harrison, J. (1943). Geología de los Andes Centrales en parte del departamento de Junín. *Boletín de la Sociedad Geológica del Perú*, 16, 1–97.
- INEI. (2018). *Perú: Crecimiento y distribución de la población, 2017* (48 pp.).
- INGEMMET. (1983). *Geología de los cuadrángulos de Matucana y Huarochirí* (H. Salazar, Ed.). *Boletín 36, Serie A*, 1–68.

- Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. (2018). *Proyecto B2 y el proceso de desarrollo de proyectos Minsur Way* (3 pp.).
- Jacay, J., Alvan, A., Báez, D., & Bianchi, C. (2009). *Cuencas extensionales relacionadas a la migración de la Dorsal de Nazca* (pp. 1–4). Universidad de Chile.
- Jenks, W. F. (1951). Triassic to Tertiary stratigraphy near Cerro de Pasco, Peru. *The Geological Society of America Bulletin*, 62, 203–219.
- Labor. (2006). *Balance de la minería en Pasco* (Boletín Especial Participación N.º 2, septiembre 2006; 24 pp.).
- Le Bas, M. J., Le Maitre, R. W., Streckeisen, A., & Zanettin, B. (1986). A chemical classification of volcanic rocks based on the total-alkali-silica diagram. *Journal of Petrology*, 27, 745–750.
- Lepry, L. (1981). *The structural geology of the Yauli Dome region, Cordillera Occidental, Peru* (pp. 1–122). Department of Geoscience, University of Arizona.
- Marocco, R. (1980). *Géologie des Andes péruviennes: Un segment E-W de la chaîne des Andes péruviennes: la déflexion d'Abancay. Étude géologique de la Cordillère Orientale et des Hauts Plateaux entre Cuzco et San Miguel. Sud du Pérou* (Doc. Orstom 94; 122 pp.).
- McGregor, R. G., & Blowes, D. W. (2002). The physical, chemical and mineralogical properties of three cemented layers within sulfide-bearing mine tailings. *Journal of Geochemical Exploration*, 76, 195–207.
- McLaughlin, D. (1924). The geology and physiography of the Peruvian Cordillera, departments of Junin and Lima. *GSA Bulletin*, 35(3), 591–632.
- Megard, F. (1968). *Geología del cuadrángulo de Huancayo* (Boletín No. 18, pp. 1–105). Servicio de Geología y Minería.
- Megard, F. (1979). *Estudio geológico de los Andes del Perú Central* (Boletín No. 8, Serie D, Estudios especiales, pp. 1–221). INGEMMET.

- Ministerio de Energía y Minas [MINEM]. (2021). *Actualización de la cartera de proyectos de exploración minera* (Boletín, 32 pp.).
- Minsur S.A. (2019). *Informe de sostenibilidad 2018*. Minsur.
- Mudd, G. M. (2010). *The environmental sustainability of mining in Australia: Key megatrends and looming constraints*. *Resources Policy*, 35(2), 98–115.
- Negad, F. (1968). *Geología del cuadrángulo de Huancayo* (Boletín No. 18, pp. 1–105). Servicio de Geología y Minería.
- Nyström, E. (2021). *Preventing acid rock drainage formation from sulfidic waste rock using secondary raw materials* (Tesis de maestría). Luleå University of Technology.
- Páez, P. M., Antón, L., & Zamora, G. (2021). Impacto en la red fluvial del levantamiento costero asociado a la subducción de la dorsal asísmica de Nazca (margen continental de Perú). *Geogaceta*, 69, 43–46.
- Parbhakar-Fox, A., Gilmour, S., Fox, N., & Olin, P. (2019). Geometallurgical characterization of non-ferrous historical slag in Western Tasmania: Identifying reprocessing options. *Minerals*, 9, 415.
- PETROLAB. (2019). *Cerro de Pasco. Mineralogical report AM3407* (pp. 1–25).
- Potts, P. J., & Webb, P. C. (1992). X-ray fluorescence spectrometry. *Journal of Geochemical Exploration*, 44(1–3), 251–296.
- Ramírez, T. (2019). *Estrategias de vida y respuestas a la contaminación en Simón Bolívar, Pasco* (Tesis de licenciatura). Pontificia Universidad Católica del Perú, 67 pp.
- Rodríguez, R., Cueva, E., & Carlotto, V. (2011). *Geología del cuadrángulo de Cerro de Pasco, hoja 22-k, escala 1:50,000* (Boletín Serie A: Carta Geológica Nacional, N.º 144). Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET).

- Rogers, R. (1983). *Structural and geochemical evolution of a mineralized volcanic vent at Cerro de Pasco, Peru* (Tesis doctoral no publicada). University of Arizona, Tucson, 116 pp.
- Rosas, S., Fontboté, L., & Tankard, A. (2007). Tectonic evolution and paleogeography of the Mesozoic Pucara basin, central Peru. *Journal of South American Earth Sciences*, 24, 1–24.
- Rottier, B., Kouzmanov, K., Bouvier, A.-S., Baumgartner, L., Wälle, M., Rezeau, H., Bendezú, R., & Fontboté, L. (2016). Heterogeneous melt and hypersaline liquid inclusions in shallow porphyry type mineralization as markers of the magmatic-hydrothermal transition (Cerro de Pasco district, Peru). *Chemical Geology*, 447, 93–116.
- Rottier, B., Kouzmanov, K., Casanova, C., Bouvier, A.-S., Baumgartner, L., Wälle, M., & Fontboté, L. (2018). Mineralized breccia clasts: A window into hidden porphyry-type mineralization underlying the epithermal polymetallic deposit of Cerro de Pasco (Peru). *Mineralium Deposita*, 53, 919–946.
- RUMBO MINERO. (2021). *Cerro de Pasco Resources anuncia oferta de US\$ 2.5 millones para proyecto de retratamiento de relaves*.
- Saeed, A. (2012). *Recycling and reuse of wastes as construction material through geopolymerization* (225 pp.). Nova Science Publishers.
- Scherrenberg, A. F., Kohn, B. P., Holcombe, R. J., & Rosenbaum, G. (2016). Thermotectonic history of the Marañón Fold-Thrust Belt, Peru: Insights into mineralization in an evolving orogen. *Tectonophysics*, 667, 16–36.
- Sempere, T., Carlier, G., Soler, P., Fornari, M., Carlotto, V., Jacay, J., Arispe, O., Neraudeau, D., Cardenas, J., Rosas, S., & Jimenez, N. (2002). Late Permian – Middle Jurassic lithospheric thinning in Peru and Bolivia, and its bearing on Andean-age tectonics. *Tectonophysics*, 345, 153–181.
- Sifuentes Briceño, M. (2017). *La Cerro de Pasco: La mayor inversión del siglo XX* (105 pp.). Corporación Ludens Comunicaciones S.A.C.

- Sifuentes Briceño, M. (2022). *Pioneros de la minería moderna en el Perú*. Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- Silberman, M., & Noble, D. C. (1977). Age of igneous activity and mineralization, Cerro de Pasco, Central Peru. *Economic Geology*, 72, 925–930.
- Sillitoe, R. H., & Hedenquist, J. W. (2003). Linkages between volcanotectonic settings, ore-fluid compositions, and epithermal precious metal deposits. In G. C. Hedenquist, J. F. H. Thompson, R. J. Goldfarb, & J. P. Richards (Eds.), *Society of Economic Geologists, Special Publication Series* (Vol. 10, pp. 314–343).
- Smith, J. (2010). *La historia de la minería y su impacto en la civilización*. Editorial Universitaria.
- Smuda, J., Dold, B., Friese, K., Morgenstern, P., & Glaesser, W. (2007). Mineralogical and geochemical study of element mobility at the sulfide-rich Excelsior waste rock dump from the polymetallic Zn-Pb-(Ag-Bi-Cu) deposit, Cerro de Pasco, Peru. *Journal of Geochemical Exploration*, 92, 97–110.
- Soler, P., & Bonhomme, M. G. (1988). Oligocene magmatic activity and associated mineralization in the polymetallic belt of Central Peru. *Economic Geology*, 83, 657–663.
- Stumm, W., & Morgan, J. J. (1996). *Aquatic chemistry* (3rd ed.). Wiley.
- Tavera, H., & Buforn, E. (1998). Sismicidad y sismotectónica de Perú. En A. Udías & E. Buforn (Eds.), *Sismicidad y sismotectónica de Centro y Sudamérica. Física de la Tierra* (N.º 10, pp. 187–219). Universidad Complutense de Madrid.
- Terrones, A. (1949). La estratigrafía del distrito minero de Morococha. *Sociedad Geológica del Perú*, 2(8), 1–15.
- UMTEC. (2019). *Informe sobre caso de estudio para la remediación de los relaves en La Ciénaga, Pataz en Perú* (127 pp.).

- Vallance, J. (2019). *Informe de estudio mineralógico de 4 muestras de la relavera Quiulacocha (Cerro de Pasco), mediante QEMSCAN* (pp. 1–43). Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Vallance, J. (2021). *El sistema pórfido de cobre/skarn/epitermal/cordillerano* [Presentación de PowerPoint].
- Valverde, P. (2020). *Distribución de metales estratégicos (In, Ge y Ga) en vetas y cuerpos de reemplazamiento polimetálicos del distrito de Morococha, Junín, Perú* (Tesis de licenciatura, Pontificia Universidad Católica del Perú).
- Villanueva, D. (2019). *Metodología de caracterización geoquímica de residuos mineros aplicable en faena* (Tesis de licenciatura, Universidad de Chile).
- Wade, C. (2005). *Étude minéralogique et géochimique des tailings de Cerro de Pasco (Pérou)* (Tesis de diploma, Universidad de Ginebra, Suiza).
- Wade, C., Dold, B., & Fontboté, L. (2006). Geochemistry and mineralogy of the Quiulacocha tailings impoundment from the polymetallic Pb-Zn-Ag-Bi-Cu mineralization Cerro de Pasco, Peru. En R. I. Barnhisel (Ed.), *Proceedings of the 7th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD)* (pp. 2199–2206). American Society of Mining and Reclamation.
- Ward, H. J. (1961). The pyrite body and copper orebodies, Cerro de Pasco Mine, central Peru. *Economic Geology*, 56, 402–422.

ANEXOS

Anexo 1: Composición mineralógica* de las muestras de sondajes, basada en los cálculos de mineralogía normativa descritos en la metodología.

MUESTRAS DE SONDAJES																	
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Descripción	Código de muestra	Cuarzo (%)	Hiperstena (%)	Diopsido / Corindón (%)	Anortita (%)	Ortosa (%)	Ilmenita (%)	Pirita (%)	Esfalerita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Arsenopirita (%)	Goetita (%)	Otros (%)	Total (%)
Sondaje	0.13	CPQ/A	QUI_A_01	23	0.29	2.2	1.7	0.47	0.038	63	1.6	0.57	0.041	0.35	6.7	0.23	100
Sondaje	2.25	CPQ/A	QUI_A_03	17	2.5	0.21	3.1	0.35	0.057	55	2.1	0.62	0.083	0.31	16	2.3	100
Sondaje	4.2	CPQ/A	QUI_A_06	16	2.8	0.04	1.5	0.059	0.019	70	6.3	0.7	0.083	0.27	1.3	0.76	100
Sondaje	5.4	CPQ/A	QUI_A_08	16	1.9	0.02	1.2	0.059	0.019	77	2.8	0.59	0.062	0.26	-	0.42	100
Sondaje	8.9	CPQ/A	QUI_A_13	10	3.3	1.8	1.5	0.3	0.057	64	3.5	0.94	0.12	0.21	3.1	11	100
Sondaje	9.6	CPQ/A	QUI_A_14	23	0.73	2.3	1.9	0.3	0.019	64	1.2	0.42	0.062	0.34	4.6	0.77	100
Sondaje	11.7	CPQ/A	QUI_A_17	21	1.1	1.0	1.2	0.18	0.038	71	0.73	0.45	0.062	0.3	1.1	1.5	100
Sondaje	12.4	CPQ/A	QUI_A_18	19	1.1	0.38	0.49	0.059	0.019	71	1.2	0.35	0.083	0.2	4.9	0.76	100
Sondaje	13.9	CPQ/A	QUI_A_20	18	1.3	0.12	1.7	0.12	0.038	71	2.7	0.55	0.1	0.33	2.6	1.7	100
Sondaje	15.7	CPQ/A	QUI_A_22	22	1.8	2.8	2.1	0.35	0.057	65	1.2	0.37	0.12	0.21	1.7	2.3	100
Sondaje	1.5	CPQ/B	QUI_B_03	18	2.2	2.6	6.1	0.89	0.095	55	2.1	0.54	0.041	0.33	5.8	5.7	100
Sondaje	2.5	CPQ/B	QUI_B_04	20	2.3	1.9	4.5	0.83	0.057	50	1.6	0.45	0.041	0.33	9.6	8.9	100
Sondaje	3.5	CPQ/B	QUI_B_05	17	3.4	0.83	9.0	1.2	0.11	47	1.2	0.59	0.062	0.28	8.9	10	100
Sondaje	6.5	CPQ/B	QUI_B_09	16	1.1	0.35	3.8	0.41	0.057	71	1.3	0.55	0.083	0.34	0.63	4.6	100
Sondaje	7.5	CPQ/B	QUI_B_10	29	0.96	1.6	7.6	0.95	0.095	54	2.0	0.59	0.1	0.24	-	2.7	100
Sondaje	8.5	CPQ/B	QUI_B_11	28	1.6	1.1	7.7	1.1	0.15	51	1.8	0.95	0.12	0.3	0.097	6.2	100
Sondaje	9.5	CPQ/B	QUI_B_12	31	2.1	1.6	6.0	1.2	0.19	46	2.6	1.3	0.12	0.34	1.3	6.1	100
Sondaje	11	CPQ/B	QUI_B_14	28	1.4	2.0	5.1	0.89	0.15	54	1.7	1.3	0.23	0.25	-	5.1	100
Sondaje	13	CPQ/B	QUI_B_16	30	0.29	1.4	2.3	0.35	0.095	55	1.1	0.62	0.083	0.34	-	7.8	100
Sondaje	17	CPQ/B	QUI_B_21	19	2.7	5.8	5.5	0.77	0.11	55	3.0	0.7	0.23	0.32	-	6.8	100
Sondaje	23.7	CPQ/B	QUI_B_27	46	0.12	1.5	2.0	0.83	0.043	43	3.2	0.38	0.39	0.21	0.73	2.4	100
Sondaje	24.7	CPQ/B	QUI_B_28	24	0.04	0.29	2.7	0.47	0.064	65	4.3	0.77	0.33	0.54	0.49	1.1	100
Sondaje	26.7	CPQ/B	QUI_B_30	26	0.03	1.1	0.5	0.35	0.043	60	5.2	0.092	0.062	0.63	2.2	3.7	100
Sondaje	2.5	CPQ/C	QUI_C_03	17	3.2	0.29	6.4	1.3	0.057	65	1.4	0.69	0.062	0.3	-	4.9	100
Sondaje	3.5	CPQ/C	QUI_C_04	15	3.9	0.03	7.2	1.2	0.076	61	1.3	0.54	0.062	0.26	5.4	4.0	100
Sondaje	6.5	CPQ/C	QUI_C_07	21	3.0	0.18	5.5	0.59	0.057	63	1.2	0.73	0.083	0.27	-	4.7	100
Sondaje	9.5	CPQ/C	QUI_C_11	27	1.3	0.7	3.0	0.35	0.038	58	1.2	0.45	0.1	0.39	5.5	1.5	100
Sondaje	11.5	CPQ/C	QUI_C_13	22	1.0	0.01	2.0	0.3	0.038	67	1.4	0.62	0.083	0.29	4.7	1.1	100
Sondaje	15	CPQ/C	QUI_C_17	16	1.6	0.85	2.3	0.3	0.038	73	1.9	0.58	0.1	0.39	2.9	0.77	100
Sondaje	20	CPQ/C	QUI_C_22	22	2.0	0.72	4.5	0.65	0.095	62	0.91	0.69	0.12	0.32	4.1	2.1	100
Sondaje	24	CPQ/C	QUI_C_26	31	0.4	0.42	2.7	0.3	0.076	58	2.1	0.59	0.41	0.18	-	3.7	100
Sondaje	3.5	CPQ/D	QUI_D_05	24	0.87	4.7	4.5	3.7	0.28	51	3.0	3.5	0.31	0.59	-	3.8	100
Sondaje	4.5	CPQ/D	QUI_D_06	22	1.1	3.0	5.9	1.9	0.19	57	2.4	2.5	0.31	0.46	-	3.8	100
Sondaje	5.5	CPQ/D	QUI_D_07	22	1.3	1.5	8.9	1.6	0.17	56	2.4	1.8	0.21	0.24	-	4.3	100
Sondaje	6.5	CPQ/D	QUI_D_08	19	1.8	1.3	9.1	1.5	0.19	54	2.1	1.7	0.33	0.43	2.9	5.1	100
Sondaje	8.5	CPQ/D	QUI_D_10	25	1.1	1.0	9.1	2.1	0.25	45	2.5	2.2	0.29	0.29	7.5	3.5	100
Sondaje	9.5	CPQ/D	QUI_D_11	43	0.08	3.0	0.35	0.47	-	47	0.25	0.53	0.84	0.26	2.2	1.3	100
Leyenda																	
				Media	23	1.6	1.4	4.1	0.78	0.089	59	2.1	0.85	0.16	0.32	3.4	
				Desv. P	7.1	1.0	1.3	2.7	0.7	0.066	8.6	1.2	0.67	0.15	0.099	3.5	
				Media + 2d	37	3.6	3.9	9.4	2.2	0.22	76	4.5	2.2	0.47	0.52	10	
				Media - 2d	8.5	-0.48	-1.19	-1.29	-0.63	-0.04	42	-0.30	-0.48	-0.15	0.12	-3.73	
	Rutilo?																
	Covelita																
	Diópsido																
	Corindón																
	-	Desconocido															
	***	Valor que está por encima de dos veces la desviación estándar															

*Estos resultados están basados en los estudios mencionados en la metodología y los cálculos de mineralogía normativa.

Anexo 2: Composición mineralógica* de las muestras superficiales, basada en los cálculos de mineralogía normativa descritos en la metodología.

MUESTRAS SUPERFICIALES												
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Descripción	Código de muestra	Cuarzo (%)	Pirita (%)	Esfalerita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Arsenopirita (%)	Goetita (%)	Otros (%)	Total (%)
Superficial	0.03	CPQ.1	QUI_1SS_01	-	27	1.6	1.1	0.062	0.45	11	59	100
Superficial	0.07	CPQ.1	QUI_1SS_02	-	29	1.2	0.62	0.062	0.6	13	55	100
Superficial	0.20	QEMSCAN	CQ1A-0766	52	42	0.05	0.08	0	0	3.5	2.5	100
Superficial	0.35	QEMSCAN	CQ1B-0765	29	61	1.8	0.83	0	0.12	4.6	2.5	100
Superficial	0.05	CPQ.3	QUI_3SS_02	-	27	1.6	0.89	0.45	0.33	16	54	100
Superficial	0.07	CPQ.3	QUI_3SS_03	-	28	1.2	0.7	0.041	0.44	12	57	100
Superficial	0.05	SEM	PETROLAB	36	59	1.1	0	0	0	0	4.0	100
Superficial	0.01	QEMSCAN	CQ2A-0764	54	4.1	0.21	0.3	0	0.02	22	19	100
Superficial	0.03	CPQ.7	QUI_7SS_01	-	46	0.57	0.35	0.041	0.37	-	40	100
Superficial	0.09	CPQ.7	QUI_7SS_03	-	39	0.64	0.82	0.062	0.32	-	47	100
Superficial	0.35	QEMSCAN	CQ2B-0763	20	69	1.6	0.15	0	0.14	5.2	4.6	100
-	Desconocido											
				Media	38	39	1.0	0.53	0.066	0.26	9.7	
				Desv. P	13	18	0.57	0.36	0.13	0.2	6.5	
				Media + 2d	65	75	2.2	1.3	0.32	0.65	23	
				Media - 2d	12	3.3	-0.09	-0.18	-0.19	-0.14	-3.34	

*Estos resultados están basados en los estudios mencionados en la metodología y los cálculos de mineralogía normativa.

Anexo 3: Composición mineralógica* de los relaves ricos en Zn y Pb.

Relaves ricos en Zn y Pb																	
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Descripción	Código de muestra	Cuarzo (%)	Hiperstena (%)	Diopsido / Corindón (%)	Anortita (%)	Ortosa (%)	Ilmenita (%)	Pirita (%)	Esferita (%)	Galena (%)	Enargita (%)	Arsenopirita (%)	Goetita (%)	Otros (%)	Total (%)
Sondaje	0.13	CPQ/A	QUI_A_01	23	0.29	2.2	1.7	0.47	0.038	63	1.6	0.57	0.041	0.35	6.7	0.23	100
Sondaje	2.25	CPQ/A	QUI_A_03	17	2.5	0.21	3.1	0.35	0.057	55	2.1	0.62	0.083	0.31	16	2.3	100
Sondaje	4.2	CPQ/A	QUI_A_06	16	2.8	0.04	1.5	0.059	0.019	70	6.3	0.7	0.083	0.27	1.3	0.76	100
Sondaje	5.4	CPQ/A	QUI_A_08	16	1.9	0.02	1.2	0.059	0.019	77	2.8	0.59	0.062	0.26	-	0.24	100
Sondaje	8.9	CPQ/A	QUI_A_13	10	3.3	1.8	1.5	0.3	0.057	64	3.5	0.94	0.12	0.21	3.1	11	100
Sondaje	9.6	CPQ/A	QUI_A_14	23	0.73	2.3	1.9	0.3	0.019	64	1.2	0.42	0.062	0.34	4.6	0.77	100
Sondaje	11.7	CPQ/A	QUI_A_17	21	1.1	1.0	1.2	0.18	0.038	71	0.73	0.45	0.062	0.3	1.1	1.5	100
Sondaje	12.4	CPQ/A	QUI_A_18	19	1.1	0.38	0.49	0.059	0.019	71	1.2	0.35	0.083	0.2	4.9	0.76	100
Sondaje	13.9	CPQ/A	QUI_A_20	18	1.3	0.12	1.7	0.12	0.038	71	2.7	0.55	0.1	0.33	2.6	1.7	100
Sondaje	15.7	CPQ/A	QUI_A_22	22	1.8	2.8	2.1	0.35	0.057	65	1.2	0.37	0.12	0.21	1.7	2.3	100
Sondaje	1.5	CPQ/B	QUI_B_03	18	2.2	2.6	6.1	0.89	0.095	55	2.1	0.54	0.041	0.33	5.8	5.7	100
Sondaje	2.5	CPQ/B	QUI_B_04	20	2.3	1.9	4.5	0.83	0.057	50	1.6	0.45	0.041	0.33	9.6	8.9	100
Sondaje	3.5	CPQ/B	QUI_B_05	17	3.4	0.83	9.0	1.2	0.11	47	1.2	0.59	0.062	0.28	8.9	10	100
Sondaje	6.5	CPQ/B	QUI_B_09	16	1.1	0.35	3.8	0.41	0.057	71	1.3	0.55	0.083	0.34	0.63	4.6	100
Sondaje	7.5	CPQ/B	QUI_B_10	29	0.96	1.6	7.6	0.95	0.095	54	2.0	0.59	0.1	0.24	-	2.6	100
Sondaje	8.5	CPQ/B	QUI_B_11	28	1.6	1.1	7.7	1.1	0.15	51	1.8	0.95	0.12	0.3	0.097	6.2	100
Sondaje	9.5	CPQ/B	QUI_B_12	31	2.1	1.6	6.0	1.2	0.19	46	2.6	1.3	0.12	0.34	1.3	6.1	100
Sondaje	11	CPQ/B	QUI_B_14	28	1.4	2.0	5.1	0.89	0.15	54	1.7	1.3	0.23	0.25	-	5.0	100
Sondaje	13	CPQ/B	QUI_B_16	30	0.29	1.4	2.3	0.35	0.095	55	1.1	0.62	0.083	0.34	-	0.53	100
Sondaje	17	CPQ/B	QUI_B_21	19	2.7	5.8	5.5	0.77	0.11	55	3.0	0.7	0.23	0.32	-	6.2	100
Sondaje	23.7	CPQ/B	QUI_B_27	46	0.12	1.5	2.0	0.83	0.043	43	3.2	0.38	0.39	0.21	0.73	2.4	100
Sondaje	24.7	CPQ/B	QUI_B_28	24	0.04	0.29	2.7	0.47	0.064	65	4.3	0.77	0.33	0.54	0.49	1.1	100
Sondaje	26.7	CPQ/B	QUI_B_30	26	0.03	1.1	0.5	0.35	0.043	60	5.2	0.092	0.062	0.63	2.2	3.7	100
Sondaje	2.5	CPQ/C	QUI_C_03	17	3.2	0.29	6.4	1.3	0.057	65	1.4	0.69	0.062	0.3	-	3.3	100
Sondaje	3.5	CPQ/C	QUI_C_04	15	3.9	0.03	7.2	1.2	0.076	61	1.3	0.54	0.062	0.26	5.4	4.0	100
Sondaje	6.5	CPQ/C	QUI_C_07	21	3.0	0.18	5.5	0.59	0.057	63	1.2	0.73	0.083	0.27	-	2.0	100
Sondaje	9.5	CPQ/C	QUI_C_11	27	1.3	0.7	3.0	0.35	0.038	58	1.2	0.45	0.1	0.39	5.5	1.5	100
Sondaje	11.5	CPQ/C	QUI_C_13	22	1.0	0.01	2.0	0.3	0.038	67	1.4	0.62	0.083	0.29	4.7	1.1	100
Sondaje	15	CPQ/C	QUI_C_17	16	1.6	0.85	2.3	0.3	0.038	73	1.9	0.58	0.1	0.39	2.9	0.77	100
Sondaje	20	CPQ/C	QUI_C_22	22	2.0	0.72	4.5	0.65	0.095	62	0.91	0.69	0.12	0.32	4.1	2.1	100
Sondaje	24	CPQ/C	QUI_C_26	31	0.4	0.42	2.7	0.3	0.076	58	2.1	0.59	0.41	0.18	-	0.99	100
Promedio				22	1.7	1.2	3.6	0.57	0.068	61	2.1	0.62	0.12	0.31	3.1		
Leyenda																	
	Rutilo?																
D	Diopsido																
C	Corindón																
-	Desconocido																

*Estos resultados están basados en los estudios mencionados en la metodología y los cálculos de mineralogía normativa.

Anexo 4: Composición química elemental* de los relaves ricos en Zn y Pb.

Relaves ricos en Zn y Pb																		
Tipo de muestra	Profundidad (m)	Descripción	Código de muestra	SiO2 (%)	Al2O3 (%)	MnO (%)	CaO (%)	MgO (%)	K2O (%)	TiO2 (%)	Fe (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	As (%)	Cu (%)	Total (%)	Fe/S
Sondaje	0.13	CPQ/A	QUL_A_01	25	0.71	0.56	0.86	0.16	0.08	0.02	36	34	1.0	0.49	0.17	0.02	100	1.1
Sondaje	2.25	CPQ/A	QUL_A_03	20	1.2	1.6	0.67	1.3	0.06	0.03	42	30	1.4	0.54	0.16	0.04	99	1.4
Sondaje	4.2	CPQ/A	QUL_A_06	17	0.6	0.8	0.3	0.55	0.01	0.01	34	40	4.2	0.61	0.14	0.04	98	0.86
Sondaje	5.4	CPQ/A	QUL_A_08	17	0.49	0.55	0.25	0.36	0.01	0.01	36	42	1.9	0.51	0.13	0.03	99	0.85
Sondaje	8.9	CPQ/A	QUL_A_13	14	0.59	2.3	0.76	9.2	0.05	0.03	33	35	2.3	0.81	0.12	0.06	99	0.93
Sondaje	9.6	CPQ/A	QUL_A_14	26	0.74	0.77	0.93	0.55	0.05	0.01	35	35	0.78	0.36	0.17	0.03	100	1.0
Sondaje	11.7	CPQ/A	QUL_A_17	23	0.49	0.85	0.5	1.1	0.03	0.02	34	38	0.49	0.39	0.15	0.03	100	0.9
Sondaje	12.4	CPQ/A	QUL_A_18	20	0.19	0.73	0.19	0.39	0.01	0.01	38	38	0.83	0.3	0.11	0.04	100	0.99
Sondaje	13.9	CPQ/A	QUL_A_20	20	0.66	0.86	0.38	0.81	0.02	0.02	36	39	1.8	0.48	0.17	0.05	99	0.92
Sondaje	15.7	CPQ/A	QUL_A_22	25	0.84	1.5	1.1	0.82	0.06	0.03	32	35	0.82	0.32	0.12	0.06	98	0.91
Sondaje	1.5	CPQ/B	QUL_B_03	24	2.4	2.1	1.9	0.94	0.15	0.05	32	30	1.4	0.47	0.16	0.02	96	1.0
Sondaje	2.5	CPQ/B	QUL_B_04	25	1.8	2.7	1.4	0.9	0.14	0.03	33	27	1.1	0.39	0.16	0.02	93	1.2
Sondaje	3.5	CPQ/B	QUL_B_05	23	4.4	2.2	1.8	1.4	0.21	0.06	31	26	0.79	0.51	0.14	0.03	92	1.2
Sondaje	6.5	CPQ/B	QUL_B_09	19	1.8	1.4	0.77	0.38	0.07	0.03	34	38	0.85	0.48	0.17	0.04	97	0.88
Sondaje	7.5	CPQ/B	QUL_B_10	34	3.0	0.99	1.9	0.46	0.16	0.05	25	30	1.4	0.51	0.13	0.05	98	0.85
Sondaje	8.5	CPQ/B	QUL_B_11	33	4.1	1.1	1.6	0.93	0.19	0.08	24	28	1.2	0.82	0.16	0.06	95	0.86
Sondaje	9.5	CPQ/B	QUL_B_12	36	4.1	1.4	1.2	0.73	0.21	0.1	23	26	1.7	1.1	0.18	0.06	95	0.89
Sondaje	11	CPQ/B	QUL_B_14	32	2.0	1.2	1.5	0.85	0.15	0.08	25	30	1.2	1.1	0.16	0.11	96	0.85
Sondaje	13	CPQ/B	QUL_B_16	32	0.89	0.42	0.79	0.25	0.06	0.05	26	37	0.77	0.54	0.17	0.04	100	0.7
Sondaje	17	CPQ/B	QUL_B_21	26	2.2	2.4	2.5	2.5	0.13	0.06	26	31	2.0	0.61	0.19	0.11	96	0.83
Sondaje	23.7	CPQ/B	QUL_B_27	47	2.4	0.02	0.41	1.2	0.14	0.14	21	24	2.2	0.33	0.17	0.19	99	0.86
Sondaje	24.7	CPQ/B	QUL_B_28	25	1.4	0.03	0.55	1.0	0.08	0.07	31	36	2.9	0.67	0.31	0.16	100	0.85
Sondaje	26.7	CPQ/B	QUL_B_30	27	1.3	0.02	0.1	1.2	0.06	0.05	30	34	3.5	0.08	0.3	0.03	97	0.9
Sondaje	2.5	CPQ/C	QUL_C_03	22	2.6	2.1	1.4	2.2	0.22	0.03	30	37	0.91	0.6	0.15	0.03	99	0.83
Sondaje	3.5	CPQ/C	QUL_C_04	21	2.9	2.5	1.5	2.8	0.2	0.04	34	33	0.85	0.47	0.13	0.03	99	1.0
Sondaje	6.5	CPQ/C	QUL_C_07	25	2.3	1.9	1.1	1.1	0.1	0.03	29	37	0.83	0.63	0.14	0.04	99	0.8
Sondaje	9.5	CPQ/C	QUL_C_11	30	1.2	0.94	0.78	1.0	0.06	0.02	33	32	0.8	0.39	0.2	0.05	100	1.0
Sondaje	11.5	CPQ/C	QUL_C_13	23	0.79	0.89	0.4	0.35	0.05	0.02	36	36	0.92	0.54	0.15	0.04	100	0.99
Sondaje	15	CPQ/C	QUL_C_17	18	1.8	1.0	0.47	1.1	0.05	0.02	37	40	1.3	0.5	0.2	0.05	101	0.93
Sondaje	20	CPQ/C	QUL_C_22	26	1.8	1.4	1.1	1.3	0.11	0.05	33	33	0.61	0.6	0.17	0.06	99	0.99
Sondaje	24	CPQ/C	QUL_C_26	33	1.1	0.34	0.65	0.22	0.05	0.04	27	35	1.4	0.51	0.16	0.2	99	0.79
Promedio				25	1.7	1.2	0.96	1.2	0.096	0.042	32	34	1.4	0.54	0.17	0.059	98	0.94

*Estos resultados están basados en los estudios mencionados en la metodología y los cálculos de mineralogía normativa.

